Lehrbuch der
Bergbaukunde

mit besonderer Berücksichtigung
des Steinkohlenbergbaues

Von

Dr. Dr.-Ing. C. Hellmut Fritzsche

o. Professor für Bergbaukunde der Rheinisch-
Westfälischen Technischen Hochschule Aachen

Zweiter Band

Achte und neunte völlig neubearbeitete Auflage

des von Dr.-Ing. eh. F. Heise und Dr.-Ing. eh. F. Herbst
begründeten Werkes

Mit 549 Abbildungen

Springer-Verlag
Berlin / Göttingen / Heidelberg
1958

ISBN 978-3-642-52782-1 ISBN 978-3-642-52781-4 (eBook)
DOI 10.1007/978-3-642-52781-4

Alle Rechte, insbesondere das der Übersetzung in fremde Sprachen, vorbehalten
Ohne ausdrückliche Genehmigung des Verlages ist es auch nicht gestattet,
dieses Buch oder Teile daraus auf photomechanischem Wege
(Photokopie, Mikrokopie) zu vervielfältigen
Copyright 1930, 1938 and 1942 by Springer-Verlag OHG.,
Berlin/Göttingen/Heidelberg
© by Springer-Verlag OHG., Berlin/Göttingen/Heidelberg 1958
Softcover reprint of the hardcover 9th edition 1958

Die Wiedergabe von Gebrauchsnamen, Handelsnamen, Warenbezeichnungen usw. in diesem Buche berechtigt auch ohne besondere Kennzeichnung nicht zu der Annahme, daß solche Namen im Sinne der Warenzeichen- und Markenschutz-Gesetzgebung als frei zu betrachten wären und daher von jedermann benutzt werden dürften

Vorwort zur achten und neunten Auflage

Ähnlich wie die letzte Auflage des 1. Bandes unterscheidet sich die vorliegende neue achte und neunte Auflage des 2. Bandes dieses Lehrbuches von den vorhergehenden in mehrfacher Weise. Dem Untertitel des Buches entsprechend, findet der Steinkohlenbergbau besondere Berücksichtigung. Ich habe mich jedoch bemüht, die anderen Bergbauzweige stärker als früher hervorzuheben. Beim Erz- und Kalibergbau ist dies besonders bei den Abbauverfahren und der Ausrichtung geschehen. Aber auch bei den übrigen Betriebsvorgängen ist auf die Besonderheiten der verschiedenen Bergbauzweige soweit als möglich eingegangen worden. Ferner hat der in Ausrichtung, Vorrichtung und Abbau unterteilte Abschnitt Grubenbaue, der früher im 1. Band behandelt wurde, im 2. Band Aufnahme gefunden. Gleichzeitig ist die Reihenfolge der Abschnitte geändert worden. Auf das Kapitel *Aus- und Vorrichtung* folgen die Abschnitte *Schachtabteufen* und *Abbau*, dann *Grubenausbau* einschließlich *Gebirgsdruckfragen*. Die Abschnitte *Wasserhaltung sowie Grubenbrände und Gasschutzgeräte* schließen sich an. Der *Schachtausbau* wird in Verbindung mit dem Schachtabteufen und nicht mehr unter Grubenausbau abgehandelt, da das Ausbauen der Schächte mit ihrem Abteufen in besonders engem Zusammenhang steht. Wesentlich eingehender als früher werden die Abbauverfahren besprochen. Unter Verwendung einer neuen Systematik wurde hierbei ein vertiefter Einblick in alle wichtigen Abbauverfahren sowie in die Probleme der Abbauführung der verschiedenen Bergbauzweige angestrebt. Auch Fragen der Organisation und des Betriebsablaufs beim Herstellen von Grubenräumen aller Art sowie von Abbaubetrieben, hier insbesondere des Steinkohlenbergbaus, werden viel eingehender behandelt als dies in den voraufgegangenen Auflagen der Fall war. Eine weitere Änderung ist drucktechnischer Art, indem häufiger der Kleindruck angewandt wurde, und zwar in der Hauptsache für mannigfache Einzelheiten, die insbesondere für den Bergschüler weniger wichtig sein dürften. Außerdem sind auch solche Kapitel im Kleindruck wiedergegeben, deren Inhalt nicht unbedingt in ein Lehrbuch der Bergbaukunde gehört, aber dennoch berücksichtigt worden ist, da bis heute eine zusammenhängende Darstellung des in diesen Kapiteln vermittelten Stoffes aus der Sicht des Bergmanns fehlt. Dies gilt z. B. für die Darlegungen über die Werkstoffe für den Grubenausbau. Weiterhin ist in dieser Auflage die Neueinteilung der Lagerstätten nach ihrem Einfallen in Neugradteilung aufgenommen worden, wonach die Lagerungsgruppen flach (0—20g), mäßig geneigt (über 20—40g), stark geneigt (über 40—60g) und steil (über 60—100g) zu unterscheiden sind.

Ferner hat auch dieser Band inhaltlich eine durchgreifende Neubearbeitung erfahren. Er wurde fast völlig neu geschrieben. Die meisten Abbildungen der früheren Auflage sind entweder durch neue ersetzt oder fortgelassen worden. Überhaupt war es mein Bestreben, das Grundsätzliche und Allgemein-

gültige zu betonen und somit Gesichtspunkte herauszuarbeiten, die zur selbständigen Urteilsbildung für den Einzelfall dienen können. Hierbei lag mir die Einführung in das spezifische Denken unseres Faches besonders am Herzen. In Einzelheiten vollständig zu sein, ohne den Umfang des Buches zu sprengen, war weder möglich noch schien es mir notwendig. Um die Benutzung des Buches, auch als Nachschlagewerk, zu erleichtern, wurde das Stichwortverzeichnis wesentlich erweitert. So ist es meine Hoffnung und mein Wunsch, daß das Lehrbuch sowohl den Lernenden der Bergschulen und Berghochschulen bei ihrem Studium als auch den in der Praxis stehenden Bergleuten bei ihren Betriebs- und Planungsaufgaben von Nutzen sein möge.

Aufrichtig danken möchte ich den zahlreichen Fachgenossen aus Bergbau und Zulieferindustrie, die mir durch Erteilung von Auskünften, durch Gedankenaustausch, durch Überlassung von Zeichnungen usw. bei der Abfassung dieses Buches wertvolle Hilfe geleistet haben. Es sei mir gestattet, von ihnen die Herren Dr.-Ing. habil. Glebe, Bergschuldirektor Bergassessor Giesa, Bergwerksdirektor Dr.-Ing. Gremmler, Bergwerksdirektor Bergassessor Dr.-Ing. Kramm, Oberbergrat Kuhn, Werksdirektor Dr.-Ing. Paar und Dipl.-Ing. Rauer namentlich zu erwähnen. Meinen jetzigen und früheren Assistenten, den Herren Dipl.-Ing. Reuther, Dipl.-Ing. Wiesner, Dipl.-Ing. Bachstroem, Dipl.-Ing. Graefe, Dr.-Ing. Wild danke ich für ihre unermüdliche und interessierte Mitarbeit, Herrn Hans Bardenheuer für das Herstellen zahlreicher Zeichnungen.

Aachen, im Herbst 1957 **C. H. Fritzsche**

Inhaltsverzeichnis

Seite

Siebenter Abschnitt

Die Ausrichtung und Vorrichtung

1. Allgemeines

I. Ausrichtung 2

A. Die Ausrichtung von der Tagesoberfläche aus 2

2. Hauptarten

a) Stollen. 2

3. Ausrichtungsstollen — 4. Wasserlösungsstollen — 5. Heutige Bedeutung der Stollen

b) Schächte 4

1. Arten der Schächte. 4

6. Allgemeines. Zweck der Schächte — 7. Einfallende Strecken — 8. Tonnlägige Schächte — 9. Seigere Schächte — 10. Schachtteufen

2. Der Schachtansatzpunkt 7

11. Allgemeines — 12. Bedeutung der Lagerungs- und Betriebsverhältnisse — 13. Die Bedeutung des Deckgebirges — 14. Verhältnisse über Tage — 15. Grubenfeld- und Betriebsgröße — 16. Die Form des Baufeldes — 17. Die Bestimmung der wirtschaftlichsten Größe von Haupt- und Außenschachtbaufeldern — 18. Beispiele für die Wahl von Schachtansatzpunkten — 19. Die Wahl des Schachtansatzpunktes im Erzbergbau — 20. Die Wahl des Schachtansatzpunktes im Kalibergbau

3. Die Schachtscheibe 18

21. Form und Einteilung — 22. Rechteckige Schächte — 23. Runde Schächte — 24. Die Größe des Schachtquerschnitts von Förderschächten — 25. Die Größe des Schachtquerschnitts bei Wetterschächten — 26. Die Einteilung der Schachtscheibe

B. Die Ausrichtung vom Schacht aus 23

a) Die Sohlenbildung 23

27. Grund der Sohlenbildung — 28. Der Einsohlenbau — 29. Der Mehrsohlenbau — 30. Der Sohlenabstand. Allgemeines — 31. Der Einfluß des Lagerstättenvorrates und seiner Verteilung in der Senkrechten — 32. Der Einfluß der Gesteinsbeschaffenheit — 33. Der Einfluß der Kohlenfrontlänge — 34. Der Sohlenabstand im Steinkohlenbergbau — 35. Der Sohlenabstand im Erzbergbau — 36. Der Sohlenabstand im Kali- und Steinsalzbergbau — 37. Die Wettersohlen

b) Die Ausrichtung in der Sohlenebene 30

38. Allgemeines — 39. Die Richtstrecken — 40. Die Querschläge — 41. Der Abstand der Querschläge und die Größe der Bauabteilungen — 42. Der Einfluß von Störungen auf den Querschlagabstand — 43. Die Lage der Querschläge auf der Förder- und Wettersohle — 44. Die Höhe der täglichen Förderung einer Querschlagabteilung

Seite

c) Die Ausrichtung zwischen den Hauptsohlen 36

45. Die Teilsohlen — 46. Die Ausrichtung durch Blindschächte in flacher Lagerung — 47. Die Ausrichtung durch Blindschächte in geneigter und steiler Lagerung — 48. Die Ausrichtung durch Blindschächte ohne Teilsohle — 49. Die Ausrichtung durch Gesteins- und Flözberge — 50. Unterwerksbau und Oberwerksbau. Vorbemerkung — 51. Der gelegentliche Unterwerksbau — 52. Der planmäßige Unterwerksbau — 53. Die Vor- und Nachteile des Unterwerksbaus — 54. Der Oberwerksbau

C. Das Herstellen der Ausrichtungsbaue 47

a) Das Auffahren von Gesteinstrecken 47

55. Vorbemerkung — 56. Schnelles Auffahren von Gesteinstrecken. Allgemeines — 57. Die Bohrarbeit — 58. Die Schießarbeit — 59. Wegfüllarbeit — 60. Die Organisation — 61. Beispiele von Gesteinstreckenvortrieben von Hand — 62. Beispiele von teil- und vollmechanisierten Vortrieben — 63. Die Kosten des Gesteinstreckenvortriebs — 64. Das Auffahren von Gesteinstrecken im Erzbergbau

b) Große unterirdische Räume und ihre Herstellung . . 56

65. Allgemeines — 66. Gestalt und Abmessungen — 67. Herstellung großer Räume

II. Vorrichtung 59

A. Allgemeines 59

68. Erläuterung — 69. Umfang und Art der Vorrichtungsbaue — 70. Zeitliches Verhältnis zwischen Ausrichtung, Vorrichtung und Abbau — 71. Zeitpläne

B. Das Herstellen der Vorrichtungsbaue 64

72. Abbaustrecken. Allgemeines — 73. Das Auffahren von Abbaustrecken im Erzbergbau — 74. Das Auffahren von Abbaustrecken im Steinkohlenbergbau — 75. Das Nachreißen des Nebengesteins — 76. Nachgeführte Abbaustrecken — 77. Vorgesetzte Abbaustrecken — 78. Das Ausmaß des Vorsetzens von Abbaustrecken — 79. Kostenvergleich zwischen vorgesetzten und nachgeführten Abbaustrecken — 80. Schnelles Auffahren von Abbaustrecken. Allgemeines — 81. Die Arbeitsvorgänge — 82. Der Betriebsablauf und die Belegung — 83. Belegungsbeispiele für den Vortrieb von Abbaustrecken — 84. Aufhauen und Abhauen. Überblick — 85. Herstellen von Auf- und Abhauen. Allgemeines — 86. Die Querschnittsbemessung und -aufteilung — 87. Der Ausbau von Auf- und Abhauen — 88. Die Förderung in Auf- und Abhauen — 89. Organisation und Leistung — 90. Großbohrlöcher als Auf- und Abhauen — 91. Flözberge

Achter Abschnitt

Schachtabteufen

1. Vorbemerkung

I. Das gewöhnliche Abteufverfahren 83

A. Das Abteufen von Tagesschächten 83

a) Die Abteufarbeit 83

2. Gewinnungsarbeit in mildem Gebirge — 3. Gewinnungsarbeit in festem Gebirge. Bohren — 4. Anordnung der Bohrlöcher — 5. Abschlagtiefe — 6. Schießarbeit — 7. Die Ladearbeit von Hand — 8. Die Ladearbeit mittels Greifer — 9. Der Wanddrehkran — 10. Die Greiferbühnen — 11. Die Ladeleistung bei der Arbeit mit einem Greifer — 12. Belegung. Leistungen — 13. Belegungsbeispiele

Seite

b) Die Einrichtungen für die Förderung 93

14. Das Abteufgerüst — 15. Abteufördermaschine — 16. Die Fördergefäße — 17. Die Führung der Kübel — 18. Spannlager — 19. Das Entleeren der Kübel — 20. Die Schachtklappen

c) Sonstige Betriebseinrichtungen 99

21. Bewetterung — 22. Beleuchtung — 23. Fahrung — 24. Wasserhaltung — 25. Nebenarbeiten — 26. Signaleinrichtungen — 27. Kosten

B. Das Herstellen von Blindschächten 102

28. Vorbemerkung — 29. Das Abteufen von Gesenken — 30. Das Abteufen von Gesenken mit Abförderung des Haufwerks durch ein Großbohrloch. Allgemeines — 31. Bohreinrichtungen — 32. Vorbereitende Maßnahmen für das Bohren — 33. Verlauf der Bohrung — 34. Das Abteufen — 35. Vergleich zwischen Abteufen eines Blindschachtes mit Greifer und mit Großbohrloch — 36. Das Herstellen von Aufbrüchen — 37. Leistungen, Kosten und Unfallhäufigkeit in Gesenken und Aufbrüchen

C. Das Weiterabteufen von Schächten 113

38. Allgemeines — 39. Das gewöhnliche Weiterabteufen — 40. Die Sicherheitsbühne — 41. Das Weiterabteufen von Schächten unter Benutzung von Aufbrüchen

D. Das Erweitern und Nachreißen der Schächte 119

42. Das Erweitern — 43. Das Nachreißen

II. Die Sonderabteufverfahren 120

A. Das Gefrierverfahren 120

44. Wesen und Anwendbarkeit des Gefrierverfahrens — 45. Die Tagesanlagen — 46. Die Anordnung und Herstellung der Gefrierlöcher — 47. Gefrier- und Fallrohre — 48. Gefrieranlagen über Tage — 49. Der Kreislauf des Kälteerzeugers — 50. Ammoniak und Kohlensäure als Kälteerzeuger — 51. Der Kälteträger und sein Kreislauf — 52. Das Tiefkälteverfahren — 53. Berechnung der erforderlichen Wärmemenge — 54. Druckfestigkeit des gefrorenen Gebirges — 55. Stärke der Frostwand. Erreichbare Teufe — 56. Bildung des Frostkörpers — 57. Beobachtung der Frostkörperbildung — 58. Volumenänderung des Gebirges während des Gefrierens — 59. Zementierung des Gebirges vor dem Gefrieren. — 60. Abteufen — 61. Der Gefrierschacht-Verbundausbau — 62. Ausbau in Mauerung und Beton — 63. Auftauen des Frostkörpers — 64. Ziehen der Rohre — 65. Gefrieren in Absätzen — 66. Kosten und Leistungen

B. Die Schachtbohrverfahren 139

a) Das Honigmann-Schachtbohrverfahren 139

67. Wesen des Verfahrens — 68. Die Schachtbohreinrichtung — 69. Bohrarbeit und Bohrer — 70. Der Schachtausbau — 71. Das Einschwimmen des Ausbaus. Verbindung mit dem Gebirge — 72. Leistungen und Kosten

b) Das Schachtabbohren in festem Gebirge 145

73. Das Verfahren von KIND-CHAUDRON — 74. Andere Verfahren

C. Die Versteinungsverfahren 146

a) Allgemeines 146

75. Wesen des Verfahrens und seine Anwendbarkeit — 76. Die Zementiereinrichtung — 77. Die Wahl des Zementes und des Mischungsverhältnisses — 78. Die bei der Zementeinführung zu beobachtenden Bedingungen

Seite

b) Handhabung des Verfahrens beim Schachtabteufen . . 149

79. Einteilung — 80. Zementierung von der Tagesoberfläche her — 81. Zementieren in Absätzen von der Schachtsohle aus. Allgemeines — 82. Die Herstellung der Zementierlöcher — 83. Die Tränkung der Zementierlöcher — 84. Mauer- und Betonklötze — 85. Kosten des Verfahrens — 86. Das Zementierverfahren von FRANCOIS

c) Die Sicherung bereits abgeteufter Schächte durch Versteinung 155

87. Zementtränkung bei undichten Schachtwandungen — 88. Das chemische Verfestigungsverfahren — 89. Der Wasserabschluß am Fuß von Schächten

D. Die Senkschachtverfahren 157

a) Das gewöhnliche Senkschachtverfahren 157

90. Allgemeines — 91. Der Senkkörper — 92. Die Hereingewinnung des Hauwerks — 93. Der Anschluß an das feste Gebirge. Futtermauer — 94. Das Unterfangen des Senkkörpers — 95. Mittel zur Erleichterung des Niederbringens des Senkkörpers

b) Das Senkschachtverfahren mit Überdruckkammer (Caissonverfahren) 160

96. Allgemeines — 97. Senkschacht mit eingebauter Schleuseneinrichtung — 98. Gesundheitliche Maßnahmen und Anwendbarkeit des Verfahrens — 99. Anwendungsbeispiel

E. Die Ansteck- und Spundwandverfahren 162

100. Einleitung

a) Das gewöhnliche Anstecken 163

101. Ausführung im allgemeinen

b) Das senkrechte Anstecken 164

102. Allgemeines — 103. Das senkrechte Anstecken mit hölzernen Pfählen — 104. Das senkrechte Anstecken mit stählernen Spundpfählen — 105. Anwendbarkeit und Kosten der stählernen Spundwände

F. Das Abteufen unter Senken des Grundwasserspiegels. . . 167

106. Das Grundwasser-Absenkungsverfahren

G. Vergleichender Rückblick auf die Anwendbarkeit der verschiedenen besonderen Abteufverfahren 167

107. Allgemeines. Schächte bis 30 m Teufe — 108. Tiefere Schächte

III. Der Schachtausbau 169

109. Vorbemerkungen — 110. Verbreitung und Vergleich der verschiedenen Schachtausbauarten

A. Geschlossener Ausbau von Schächten 171

a) Ausbau in Mauerung 171

111. Einleitende Bemerkungen — 112. Die Mauerabsätze — 113. Die Mauerfüße — 114. Benutzung von Bühnen bei der Schachtmauerung — 115. Die Behandlung von Wasserzuflüssen beim und nach dem Mauern — 116. Das gleichzeitige Abteufen und Ausmauern — 117. Die Arbeitsdurchführung und die Leistungen beim Mauern

b) Der Schachtausbau in Beton 177

118. Die Betonzusammensetzung — 119. Die Verschalung — 120. Die Förderung des Betons — 121. Betonanschlüsse — 122. Die Leistungen — 123. Der Stahlbetonausbau — 124. Der Betonformsteinausbau

Seite

c) Der Tübbingausbau 180

125. Einleitende Bemerkungen — 126. Der englische Gußeisentübbing — 127. Der deutsche Gußeisentübbing — 128. Der Stahltübbing — 129. Der Einbau der Tübbinge von unten nach oben — 130. Das Unterhängen der Tübbinge — 131. Keilkränze — 132. Herrichtung des Keilkranzbettes, Legen und Verkeilen des Keilkranzes — 133. Verstärkungsringe — 134. Die doppelte Tübbingsäule — 135. Die Beanspruchung und Bemessung des Tübbing-Beton-Verbundausbaus von Schächten

B. Der Ausbau mit Gevierten aus Holz oder Stahl und der Ausbau mit Stahlringen 190

136. Vorbemerkung

a) Der Geviertausbau in Holz 190

137. Allgemeines — 138. Bolzenschrot- und ganze Schrotzimmerung — 139. Anwendbarkeit, Vor- und Nachteile

b) Der Profilstahlausbau 192

140. Einleitende Bemerkungen — 141. Ausbau rechteckiger Schächte — 142. Ausbau runder Blindschächte — 143. Kosten des Blindschachtausbaus — 144. Vorläufiger Ausbau runder Schächte

Neunter Abschnitt

Der Abbau

I. Vorbemerkungen 198

1. Bedeutung eines vollständigen Abbaus — 2. Abbaurichtung und Verhiebrichtung

II. Haupteinteilung der Abbauverfahren 200

3. Allgemeines — 4. Die Bauweisen — 5. Die Bauweisen sowie andere Merkmale als Kennzeichen der Abbauverfahren — 6. Gesichtspunkte für die Wahl eines Abbauverfahrens — 7. Abbauverfahren und Abbauführung

III. Abbauverfahren mit langfrontartiger Bauweise . . . 205

8. Allgemeines

A. Der Strebbau 205

9. Vorbemerkung

a) Der streichende Strebbau 206

10. Allgemeines — 11. Die Länge der Strebfront — 12. Der Abbaufortschritt — 13. Einbrüche — 14. Das Abschälen der Abbaufront

b) Der schwebende Strebbau. 211

15. Allgemeines — 16. Verschiedene Ausführungsformen

c) Der Strebbruchbau 213

17. Allgemeines — 18. Das planmäßige Herbeiführen des Bruches — 19. Einfluß des Hangenden und Liegenden — 20. Der Ausbau — 21. Bergerippen beim Strebbruchbau — 22. Grenzen der Anwendbarkeit — 23. Vor- und Nachteile

d) Besondere Fälle der Anwendung des Strebbaus . . . 219

24. Strebbau in Bänken auf mächtigen Flözen — 25. Der Abbau nahe beieinander gelegener Flöze im Strebbau — 26. Strebbau bei geneigtem und steilem Einfallen

e) Organisation des Betriebes 222

27. Vorbemerkung — 28. Organisation von Streben mit umzulegendem Fördermittel — 29. Organisation von Streben mit rückfreier Abbaufront — Beispiele für den Betriebsablauf und die Belegung beim Strebbau

Seite

B. Schrägbau 231

30. Vorbemerkung — 31. Böschungswinkel und Schrägwinkel beim Schrägbau — 32. Schrägfördermittel — 33. Die Verhiebarten — 34. Schrägbau auf mächtigen, steil gelagerten Flözen in Bänken — 35. Der Schrägbau in nahe beieinander gelegenen Flözen — 36. Rückblick — 37. Beispiel für den Betriebsablauf und die Belegung beim Schrägbau — 38. Schrägbau auf Erzgängen

C. Die Abbauführung 241

39. Betrachtungen über die Höhe der täglichen Förderung einer Bauabteilung — 40. Einflügeliger oder zweiflügeliger Abbau — 41. Der Rückbau im Steinkohlenbergbau. Allgemeines — 42. Grenzen der Anwendbarkeit des Rückbaus — 43. Vor- und Nachteile des Rückbaus — 44. Die Baufolge in einer Abteilung der flachen Lagerung — 45. Beispiele für die Baufolge — 46. Die Baufolge in einer Abteilung der steilen Lagerung. Allgemeines — 47. Baufolge, wenn von Sohle zu Sohle gebaut werden kann — 48. Baufolge bei Vorhandensein von Teilsohlen — 49. Aushilfs-Abbaubetriebe — 50. Maßnahmen der Abbauführung zur Schonung der Gesteinstrecken

D. Der Abbau von Schachtsicherheitspfeilern 252

51. Allgemeines — 52. Die Abbauführung im Schachtsicherheitspfeiler — 53. Beispiel für die Schiefstellung eines Schachtes — 54. Sicherung des Schachtausbaus gegen Abbauwirkungen

IV. Die stoßartigen Abbauverfahren 257

55. Der Stoßbau. Allgemeines — 56. Streichender Stoßbau im Steinkohlenbergbau — 57. Der streichende Stoßbau im Erzbergbau — 58. Der Firstenstoßbau mit Versatz — 59. Firstenstoßbau im gebrächen Gebirge — 60. Lage und Ausbau der Sohlenstrecke — 61. Die Mechanisierung der Abbauförderung — 62. Der Firstenstoßbau mit Abtrichtern — 63. Firstenstoßbau mit schräggestellten Stößen — 64. Der Firstenschrägbau — 65. Firstenstoßbau als Speicherbau — 66. Der Firstenstoßbau im Steinkohlenbergbau — 67. Beurteilung des Firstenstoßbaus

V. Die pfeilerartigen Abbauverfahren 268

68. Allgemeines — 69. Der Pfeilerbau. Allgemeines — 70. Der Pfeilerbau in einzelnen Abschnitten. Vorbemerkung — 71. Der Pfeilerbruchbau auf mächtigen Flözen — 72. Der abschnittsweise Pfeilerbau mit Spülversatz — 73. Beurteilung des abschnittsweisen Pfeilerbruchbaus — 74. Pfeilerbruchbau im amerikanischen Steinkohlenbergbau — 75. Der Pfeilerbruchbau mit diagonalen Pfeilerstrecken auf steilen Steinkohlenflözen (Slant-Verfahren) — 76. Der Pfeilerbruchbau im Braunkohlentiefbau — 77. Der Pfeilerbruchbau in der Minette — 78. Der Pfeilerbruchbau auf Teilsohlen. Allgemeines — 79. Streichender Teilsohlenpfeilerbruchbau auf Steinkohlenflözen — 80. Streichender Teilsohlenpfeilerbruchbau im Erz — 81. Querschlägiger Teilsohlenpfeilerbruchbau im Erz — 82. Der Querbau. Allgemeines — 83. Beispiele aus dem Erzbergbau für den aufwärtsgeführten Querbau mit Versatz — 84. Beispiel aus dem Erzbergbau für den abwärtsgeführten Querbau mit Versatz — 85. Beispiele für den Querbruchbau — 86. Beispiel für den aufwärtsgeführten Querbau in der Steinkohle — 87. Beispiel für den abwärtsgeführten Querbau in der Steinkohle — 88. Der abwärtsgeführte Querbruchbau in Doppelscheiben

VI. Abbauverfahren mit kammerartiger Bauweise . . . 287

89. Allgemeines — 90. Der Weitungsbau

A. Der Örterbau 288

91. Der Örterbau im Steinkohlenbergbau — 92. Der Örterpfeilerbruchbau im Steinkohlenbergbau — 93. Der Örterbau im Erzbergbau — 94. Der Örterbau im Kalibergbau

Seite

B. Der Kammerbau 292

95. Allgemeines — 96. Der Kammerbau mit strossenartigem Verhieb — 97. Der Kammerbau in schrägen Scheiben mit Versatz im Erzbergbau — 98. Der Kammerbau mit pfeilerartigem Verhieb — 99. Der Kammerbruchbau im böhmischen Braunkohlenbergbau — 100. Der Firstenkammerbau im Salz- und Kalibergbau bei flacher Lagerung — 101. Der Firstenkammerbau in steiler Lagerung — 102. Der Steilstrossenkammerbau — 103. Der Firstenstrossenkammerbau — 104. Der Kammerpfeilerbau — 105. Die Aussolverfahren — 106. Der Trichterbau

VII. Abbauverfahren mit blockartiger Bauweise 307

107. Allgemeines — 108. Blockbau mit und ohne Versatz — 109. Der Blockbruchbau. Allgemeines — 110. Beispiele für den Blockbruchbau

VIII. Bergeversatz 311

A. Allgemeine Fragen 311

111. Aufgaben des Bergeversatzes — 112. Vorteile und Nachteile des Bergeversatzes — 113. Ausgeglichene und nicht ausgeglichene Bergewirtschaft — 114. Kennzahlen für den Bergebedarf — 115. Die Kosten der Versatzverfahren und des Strebbruchbaues im Ruhrbergbau

B. Beschaffen und Fördern der Berge 317

116. Beschaffung der Versatzberge — 117. Das Brechen der Berge unter Tage — 118. Schachtförderung — 119. Die Förderung der Berge zu den Abbaubetrieben - 120. Zwischensohlenförderung — 121. Abbaustreckenförderung — 122. Elektronische Steuerung in der Bergeförderung

C. Die Versatzverfahren 324

123. Überblick — 124. Der Handvollversatz. Zufuhr und Kippen der Berge — 125. Einbringen des Versatzes — 126. Der Sturzversatz — 127. Das Entleeren von Bergewagen — 128. Der Fließversatz. Allgemeines — 129. Die Fließversatzrohre und Zubehörteile — 130. Der Fließversatzbetrieb, Leistung und Kosten — 131. Der Blasversatz. Allgemeines — 132. Technische Grundlagen — 133. Zufuhr, Betriebsdruck und Mengenregelung der Druckluft — 134. Versatzgut beim Blasversatz — 135. Blasversatzmaschinen mit Kammern — 136. Blasversatzmaschinen mit Zellenrad — 137. Vergleich der Blasversatzmaschinen — 138. Blasversatzrohre — 139. Rohrkupplungen — 140. Krümmer — 141. Organisation des Blasversatzbetriebes — 142. Der Schleuderversatz — 143. Das Spülversatzverfahren. Allgemeines — 144. Spülgut — 145. Der Wasserzusatz — 146. Berechnung des Rohrdurchmessers, des Wasserzusatzes und der größten Spüllänge — 147. Betriebsstörungen — 148. Mischanlagen — 149. Rohrleitungen, Krümmer und Verschläge — 150. Klären und Heben des Spülwassers — 151. Abbauverfahren mit Spülversatz — 152. Anwendung des Spülversatzes in den verschiedenen Bergbauzweigen — 153. Leistung und Kosten des Spülversatzes — 154. Der Blindortversatz. Allgemeines — 155. Herstellung der Blindörter

IX. Gebirgsbewegungen im Gefolge des Abbaus 355

156. Allgemeiner Verlauf der Bodenbewegungen im Gebirgskörper — 157. Die Senkungsvorgänge an der Erdoberfläche im Steinkohlenbergbau — 158. Die Größe des Bruch- und Grenzwinkels — 159. Größe der Absenkung und Teufe — 160. Senkungen, Zerrungen und Pressungen beim Abbau von Teil-, Voll- und Überflächen — 161. Die Zeitdauer der Bewegungen — 162. Bergschäden — 163. Maßnahmen der Abbauführung — 164. Sicherheitspfeiler für den Grubenbetrieb — 165. Sicherheitspfeiler für die Erdoberfläche — 166. Vermeidung von Sicherheitspfeilern

Seite

X. Gebirgsdruckauswirkungen um einen Streb 364

167. Allgemeines — 168. Die Gebirgsdruckauswirkungen in der Flözebene — 169. Auswirkungen eines Abbaus auf hangende und liegende Flöze — 170. Der Einfluß von Restpfeilern — 171. Der Abbau von Restpfeilern — 172. Die Bedeutung der Schlechten und der Drucklagen für die Gewinnbarkeit oder den „Gang" der Kohle — 173. Die Bedeutung des Einfallens der Klüfte — 174. Der Periodendruck — 175. Gebirgsschläge — 176. Verhütung von Gebirgsschlägen

XI. Die Messung der Gebirgsbewegungen und des Gebirgsdrucks unter Tage 373

177. Allgemeines — 178. Markscheiderische Messungen — 179. Mechanische Meßverfahren — 180. Elektrische Fernmeßverfahren — 181. Die theoretische Deutung des Gebirgsdrucks um einen Strebraum — 182. Erörterung der Gebirgsdrucktheorien

Zehnter Abschnitt

Grubenausbau

I. Bedeutung des Grubenausbaus 382

A. Gebirgsdruck 382

1. Vorbemerkung — 2. Der Druck im unverritzten Gebirge — 3. Elastisches und plastisches Verhalten fester Gebirgsschichten — 4. Würfeldruckfestigkeit von Gesteinen — 5. Der Gebirgsdruck um Gesteinstrecken — 6. Der Gebirgsdruck um Abbaustrecken — 7. Gebirgsdruck im Abbau — 8. Statischer und dynamischer Gebirgsdruck — 9. Gebirgsdruck und Teufe — 10. Gebirgsdruck und Form des Streckenquerschnitts. Statische Betrachtungen

B. Aufgaben des Grubenausbaus 395

11. Vorbemerkung — 12. Verhalten des Ausbaus gegenüber Gebirgsdruck — 13. Aufgabe des Ausbaus in Gesteinstrecken — 14. Aufgabe des Ausbaus in Abbaustrecken — 15. Aufgabe des Ausbaus im Abbau — 16. Standdauer des Ausbaus

II. Die verschiedenen Arten des Ausbaus 398

A. Die Ausbaustoffe 398

a) Allgemeines. 398

17. Kurzer Überblick über die Ausbaustoffe — 18. Die Holzwirtschaft über Tage — 19. Die Bewirtschaftung des stählernen Ausbaumaterials — 20. Bewirtschaftung der Ausbaustoffe unter Tage — 21. Wiedergewinnen (Rauben) des Ausbaumaterials

b) Holz 406

22. Begriffsbestimmung und allgemeine technologische Eigenschaften — 23. Eigenschaften der bergmännisch wichtigen Holzarten — 24. Verwendung längsgeteilten Rundholzes — 25. Die Zerstörung des Holzes durch Fäulnis — 26. Holztränkung. Schutzstoffe — 27. Die Tränkverfahren — 28. Die Verwendung von getränktem Holz — 29. Kosten der Tränkung und Ersparnisse durch Tränkung

c) Stahl 413

30. Allgemeines — 31. Materialeigenschaften — 32. Thomasstahl, Siemens-Martin-Stahl, legierter Stahl — 33. Warmbehandlung von Stählen — 34. Gebräuchliche Stahlsorten — 35. Die Beanspruchung der Stahlprofile. Allgemeines — 36. Eigenschaften der verschiedenen Stahlprofile

d) Stein 419

α) Allgemeines über die Baustoffe 419

37. Baustoffe — 38. Natursteine — 39. Künstliche Steine

Seite

β) *Mauerung im allgemeinen* 420

40. Ausführung der Mauerung im allgemeinen — 41. Luftmörtelbildner — 42. Wassermörtelbildner — 43. Mörtel — 44. Magnesitbinder

e) Beton 424

45. Überblick — 46. Betonmischungen — 47. Erzielung besonderer Eigenschaften bei Mörtel und Beton

B. Der Ausbau in Gesteinstrecken 428

a) Der Ausbau in Holz und Stahl 428

48. Allgemeines — 49. Der Türstock — 50. Der Stahlbogenausbau — 51. Der Stahlringausbau — 52. Der Vieleck- (Polygon-) Ausbau — 53. Der Ausbau von Streckenabzweigungen — 54. Verbolzung. Allgemeines — 55. Bolzen. Bolzenhalter — 56. Verzug. Allgemeines — 57. Verzugstoffe — 58. Hinterfüllung des Verzuges — 59. Bemerkungen zum Einbringen des stählernen Ausbaus — 60. Die Organisation der Ausbauarbeit beim Streckenvortrieb — 61. Die Überlappung des Ausbauvorgangs mit anderen Arbeitsvorgängen

b) Der Ausbau in Mauerung 441

62. Formen der Mauerung — 63. Einfache Anwendungen der Grubenmauerung — 64. Schwierigere Ausführungen der Grubenmauerung — 65. Nachgiebige Mauerung — 66. Die vollständige Holzklotzmauerung

c) Der Ausbau in Beton 448

67. Allgemeines — 68. Einbringen des Betons — 69. Nachgiebige Ausführung des Betonausbaus — 70. Das Preßbetonverfahren — 71. Das Spritzbetonverfahren

d) Der Ausbau in Stahlbeton. 451

72. Der Stahlbetonausbau

e) Der Ausbau in Betonformsteinen 451

73. Allgemeines — 74. Die Herstellung der Steine — 75. Die verschiedenen Steinformen — 76. Die Vermeidung von Kantenpressungen — 77. Anwendungsbereich des Betonformsteinausbaus — 78. Vergleichender Rückblick über den Ausbau von Gesteinstrecken — 79. Hilfsmittel beim Ausbau von Strecken und großen Räumen

C. Getriebe- und Abtreibezimmerung 457

80. Wesen des voreilenden Ausbaus — 81. Getriebe- oder Abtreibezimmerung in Strecken. Allgemeines — 82. Firstengetriebe — 83. Streckengetriebe und Vertäfelung

D. Der Ausbau in Abbaustrecken 459

a) Der Holzausbau 459

84. Der Deutsche Türstock — 85. Der Schlesische Türstock — 86. Abarten des Deutschen Türstocks — 87. Die Geviertzimmerung — 88. Der Kappenausbau — 89. Der Spitzbau und der Vieleckausbau

b) Der gemischte Ausbau in Stahl und Holz 465

90. Allgemeines — 91. Der gemischte Türstock — 92. Holzkästen, Bergekästen — 93. Der zweiteilige Gelenkbogenausbau auf Holzstempeln oder Holzkästen

c) Der Stahlausbau 469

94. Allgemeines — 95. Der nachgiebige Gleitbogenausbau — 96. Der nachgiebige Stahltürstock — 97. Der gelenkig-nachgiebige Ausbau mit Rinnenprofilstücken — 98. Der Ausbau mit Senkstützen

Seite

d) Der Ankerausbau 473

99. Allgemeines — 100. Die Anker — 101. Betriebserfahrungen mit dem Ankerausbau in Abbaustrecken — 102. Ausbau in Strecken über offenen Räumen — 103. Der Ausbau in Abbaustrecken des Erzbergbaus

E. Der Ausbau im Abbau 477

a) Der Holzausbau 477

104. Allgemeines — 105. Der einfache Stempelausbau — 106. Ausbau mit Spreizen — 107. Stempelausbau mit Biegebeanspruchung — 108. Kappenausbau — 109. Anordnung des Kappenausbaus in flacher und mäßig geneigter Lagerung — 110. Der Kappenausbau in hohen Abbauräumen — 111. Der Kappenausbau in steiler Lagerung — 112. Ausbau im Abbau von Erzgruben

b) Der Ausbau mit Stahl oder Leichtmetall 486

1. Die Ausbauformen 486

113. Allgemeines — 114. Der Kappenausbau mit Langkappen in flacher und mäßig geneigter Lagerung — 115. Der Kappenausbau mit Kurzkappen — 116. Der Portalausbau

2. Die Ausbaumittel in Stahl und Leichtmetall 490

117. Allgemeines — 118. An Stahlstempel zu stellende Anforderungen — 119. Gemeinsames in der Bauweise der Stahl- (und Leichtmetall-) Stempel — 120. Profilformen, Werkstoffart und -güte — 121. Bauarten der Reibungsstempel. Stempelkennlinien — 122. Keilschloßstempel — 123. Servostempel — 124. Klemmlaststempel — 125. Normung der Stempellängen und ihre richtige Wahl — 126. Vorbaustempel — 127. Stempelsetzvorrichtungen — 128. Stahlkappen im Abbau — 129. Die Gelenkkappe — 130. Wanderkästen — 131. Bei Verwendung von Stahl- oder Leichtmetallausbau zu beachtende Gesichtspunkte — 132. Die Stempeldichte — 133. Der hydraulische Stempel. Allgemeines — 134. Bauarten der hydraulischen Stempel — 135. Betriebsergebnisse. Vor- und Nachteile des hydraulischen Stempels — 136. Der mechanisierte Strebausbau. Allgemeines — 137. Schreitende hydraulische Ausbaurahmen — 138. Schreitende hydraulische Wanderkästen — 139. Kostenvergleich zwischen Holz- und Stahlausbau im Abbau

Elfter Abschnitt

Wasserhaltung

I. Die Beziehungen zwischen Bergbau und Wasser . . . 515

A. Die Wasserzuflüsse nach Herkunft, Menge und Zusammensetzung 515

1. Vorbemerkung — 2. Die atmosphärischen Niederschläge — 3. Die Grundgewässer — 4. Grundwasser und Wasserstockwerke — 5. Störungen als Wasserzubringer — 6. Thermale Solen — 7. Die verschiedenartige Stellung des Bergbaus gegenüber den Wassern — 8. Die Wasserführung des Gebirges im Ruhrbezirk — 9. Zusammensetzung des Grubenwassers

B. Maßnahmen und Vorrichtungen zur Fernhaltung der Wasser von den Grubenbauen 525

10. Maßnahmen über Tage — 11. Maßnahmen und Vorrichtungen unter Tage — 12. Standwasser. Verhütung von Wassereinbrüchen — 13. Lösen von Standwasser — 14. Wasserabdämmungen. Allgemeines — 15. Wasserdämme — 16. Dammtore — 17. Entwässerung des Gebirges vor Beginn des Abbaus — 18. Abbau unter dem Meere

Seite

C. Grubenbaue für die Wasserhaltung 533

19. Stollen — 20. Sumpfanlagen und Pumpenleistung unter Tage — 21. Höhenlage der Wasserhaltung zur Bausohle — 22. Anlage der Pumpenkammer unterhalb des Pumpensumpfes — 23. Sumpfanlagen auf verschiedenen Sohlen und Ausnutzung der Fallwasser — 24. Die Wasserseigen

II. Wasserhebevorrichtungen 539

25. Allgemeines — 26. Steigleitungen

A. Kreiselpumpen 541

27. Wirkungsweise — 28. Besonderheiten der Kreiselpumpen — 29. Der Antrieb der Kreiselpumpen — 30. Die Anordnung mehrerer Kreiselpumpen in einer Pumpenkammer — 31. Vergleich zwischen Kolben- und Kreiselpumpe

B. Sonstige Wasserhebevorrichtungen 547

32. Wasserhebung mittels der Fördermaschine — 33. Mammutpumpen

C. Die Sonderwasserhaltung 548

34. Allgemeines — 35. Die verschiedenen Pumpenarten

D. Die Wasserhaltung beim Schachtabteufen 552

36. Allgemeines — 37. Anwendbarkeit der verschiedenen Wasserhebevorrichtungen — 38. Besondere Vorkehrungen an Abteufpumpen — 39. Die Sümpfung ersoffener Gruben

III. Die Überwachung und die Kosten der Wasserhaltung . 557

40. Die elektronische Steuerung und Fernüberwachung — 41. Wassermengenmessung — 42. Kosten der Wasserhaltung

Zwölfter Abschnitt

Grubenbrände und Gasschutzgeräte

I. Grubenbrände 561

A. Entstehung und Verhütung von Grubenbränden 561

1. Gefährdung der Gruben durch Brände über Tage — 2. Bedeutung und Arten der Brände unter Tage — 3. Entstehung der verdeckten Brände — 4. Bekämpfung der Gefahr der Selbstentzündung — 5. Entstehung von offenen Bränden — 6. Sicherheitsvorkehrungen — 7. Selbsttätige Wasserlöscheinrichtungen — 8. Die Anzeichen entstehender Brände

B. Die Bekämpfung ausgebrochener Brände 569

9. Allgemeines — 10. Spritzwasser, Löschstaub — 11. Feuerlöschgeräte — 12. Abbau, Umfahren, Ersäufen des Brandherdes — 13. Verschlämmung des Brandes — 14. Abdämmung — 15. Vordämme — 16. Hauptdämme — 17. Brandtüren — 18. Aerodynamisches Abdichten von Branddämmen — 19. Überwachung der Brandbekämpfung — 20. Brandgase, Brandwetter, Brandgasexplosionen

II. Gasschutzgeräte 580

21. Einleitung

A. Filtergeräte 581

22. Kohlenoxyd-Filter-Selbstretter — 23. CO-Filter-Arbeitsgeräte

B. Schlauchgeräte 583

24. Allgemeines — 25. Druckschlauchgeräte

Seite

C. Sauerstoffkreislaufgeräte 583

26. Allgemeines — 27. Luftverbrauch der Menschen — 28. Die Sauerstoffbehälter und die Ausflußregelung — 29. Bindung der Kohlensäure — 30. Der Umlauf der Atemluft — 31. Hilfsvorrichtungen — 32. Atemgarnituren (Mundstück- und Maskenatmung) — 33. Die zugelassenen Sauerstoffkreislaufgeräte — 34. Das Dräger-Bergbaugerät Modell BG 170/400 — 35. Das Dräger-Sauerstoffkreislaufgerät Modell BG 172/400 — 36. Die Sauerstoffkreislaufgeräte MR 54/400 und MR 54/150 der Auergesellschaft, Berlin — 37. Das Sauerstoffkreislaufgerät MR 56/400 der Auergesellschaft, Berlin — 38. Gasschutzgeräte für kürzere Benutzungsdauer — 39. Die Verwendung chemisch gebundenen Sauerstoffs — 40. Behandlung der Sauerstoffkreislaufgeräte — 41. Vergleich zwischen Schlauch- und Sauerstoffkreislaufgeräten

D. Wiederbelebungsverfahren 592

42. Allgemeines. Wiederbelebung von Hand — 43. Mechanische Verfahren

E. Grubenrettungswesen 593

44. Grubenwehren — 45. Hauptrettungsstellen

Namen- und Sachverzeichnis 595

Siebenter Abschnitt

Die Ausrichtung und Vorrichtung

1. — Allgemeines. Die Aufgabe jeder Grube ist die Gewinnung nutzbaren Minerals, also von Steinkohle, Braunkohle, Eisenerz, Metallerzen, Steinsalz, Kalisalz und sonstigen Nichterzen, wie Flußspat, Kalkstein, Gips, Dachschiefer usw. Die wichtigsten Grubenbaue sind daher die Räume, in denen die Hereingewinnung stattfindet. Es sind dieses die Abbauräume oder Abbaubetriebspunkte, also z. B. ein Streb, eine Kammer, ein Ort, ein Stoß, ein Pfeiler usw. Ihre Form und Größe ist je nach dem Abbauverfahren verschieden. Ihre Zahl richtet sich nach der Höhe der täglichen Förderung einer Grube sowie nach der Höhe der Förderung je Abbaubetriebspunkt und Tag.

Alle übrigen Grubenbaue haben den Zweck, der Förderung, Fahrung und Wetterführung von und zu den Abbaubetriebspunkten zu dienen und diese so weit vorzubereiten, daß in ihnen die Gewinnung stattfinden kann. Hierzu sind im allgemeinen zwei Arten von Grubenbauen erforderlich, die unter den beiden alten bergmännischen Begriffen „Ausrichtung" und „Vorrichtung" zusammengefaßt werden.

Die zur *Ausrichtung* gehörenden Grubenbaue sollen die Lagerstätte, also Flöze, Gänge oder Lager, von der Tagesoberfläche aus erschließen und zugänglich machen. Zugleich sollen sie den Gesteinskörper, in dem sich jene befindet, für den Abbau in möglichst zweckmäßiger Weise unterteilen oder zuschneiden. Die Erschließung der Lagerstätten von der Tagesoberfläche aus geschieht durch Schächte oder Stollen. Die weitere Erschließung bezweckt eine Unterteilung des die Lagerstätte enthaltenden Gebirgskörpers in Abschnitte. Bei allen in die Teufe sich erstreckenden und mehr oder weniger einfallenden Lagerstätten ist diese Unterteilung in untereinanderliegende Abschnitte notwendig. Sie entsteht durch die Auffahrung von Hauptsohlen und vielfach auch von zwischen ihnen gelegenen Teilsohlen. Zu jeder Hauptsohle gehört ein Hauptstreckennetz aus im Streichen verlaufenden Strecken, den Richtstrecken, und aus von diesen Richtstrecken abzweigenden Querschlägen. Durch die Querschläge und die sie von Sohle zu Sohle verbindenden Blindschächte findet eine weitere Unterteilung jeder dieser von Sohlen begrenzten, untereinanderliegenden Gebirgsblöcke in nebeneinander gelegene kleinere Abschnitte statt. Sie werden im Steinkohlenbergbau Abteilungen genannt. Während also die Querschläge die Lagerstätten oder Lagerstättenteile unmittelbar zugänglich machen, haben die Richtstrecken die Aufgabe, die Querschläge untereinander und mit den Schächten zu verbinden. Die Blindschächte sollen die zwischen den Haupt-

sohlen gelegenen Lagerstättenabschnitte lösen, d. h. zugänglich machen und die Teilsohlen an die Hauptsohlen anschließen. An ihre Stelle können in besonderen Fällen Gesteinsberge oder Flözberge treten. In den meisten Fällen liegen die für diese Unterteilung erforderlichen Grubenbaue im Nebengestein. Es kann aber auch zweckmäßig oder notwendig sein, sie in der Lagerstätte aufzufahren.

Die Aufteilung des Gebirgskörpers, in dem sich die Lagerstätte befindet, genügt allerdings in der Regel noch nicht zur Vorbereitung und Einleitung des Abbaus. Hierzu gehört die Freilegung der Abbaufront und die Herstellung der zu ihr führenden Förder- und Wetterwege. Dies ist Aufgabe der *Vorrichtung*. Ihre Grubenbaue werden im Gegensatz zu denen der Ausrichtung nicht im Nebengestein, sondern in der Regel in der Lagerstätte selbst aufgefahren. Es sind dies Abbaustrecken, die auch Flözstrecken oder Gangstrecken genannt werden, und von ihnen ausgehende Aufhauen, Abhauen, Überbrüche, Schrägaufbrüche, Rollen sowie sonstige in der Lagerstätte aufgefahrene Strecken, wie z. B. Schrapperstrecken, Flözberge u. dgl.

I. Ausrichtung

A. Die Ausrichtung von der Tagesoberfläche aus

2. — Hauptarten. Für die Art der Erschließung unterirdischer Lagerstätten vom Tage her ist in erster Linie die Gestalt der Erdoberfläche maßgebend, die entweder die Lösung durch Stollen gestattet oder das Niederbringen von Schächten notwendig macht.

a) Stollen

3. — Ausrichtungsstollen. In gebirgigen Gegenden sind, solange noch Mineralschätze oberhalb der Talsohle anstehen, die wichtigsten Ausrichtungsbaue die Stollen. Man versteht unter Ausrichtungsstollen söhlig oder nahezu söhlig aufgefahrene Grubenbaue, die von den Berghängen aus entweder in den Lagerstätten selbst (streichende Stollen) oder, falls das nicht möglich ist, im Gestein in der Richtung auf die Lagerstätte aufgefahren werden (querschlägige oder diagonale Stollen). Abb. 1 zeigt einen querschlägigen Stollen für die Ausrichtung eines Erzganges. Abb. 2 gibt die Ausrichtung von Kohlenflözen wieder, und zwar oberhalb der Talsohle durch querschlägige Stollen und unterhalb von ihr durch einen Schacht.

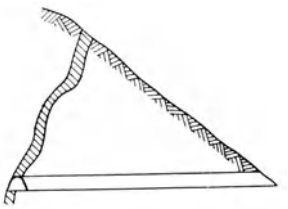


Abb. 1. Ausrichtung eines Erzganges durch einen Stollen

Stollen sind im Vergleich zu Schächten schneller und billiger herzustellen. Sie ermöglichen eine einfachere und billigere Förderung und Wasserhaltung. Je tiefer ein solcher Stollen angesetzt werden kann, um so größer ist die Teufe, die er „einbringt", oder die von ihm „gelöste" Abbauhöhe. Jedoch muß sein Ansatzpunkt, das Stollenmundloch, mindestens oberhalb des Hoch-

wasserspiegels der Talsohle liegen; in der Regel aber wird dabei auch noch auf die Erzielung einer gewissen Haldensturzhöhe Bedacht genommen.

Die Fertigstellung längerer Stollen kann durch gleichzeitiges Vortreiben von mehreren Angriffspunkten aus beschleunigt werden. Als solche dienen sog. Lichtlöcher, d. s. Schächte, die möglichst an den Stellen, wo die Erdoberfläche sich zum Stollen herabsenkt, niedergebracht werden und von denen aus der Stollen nach beiden Seiten vorgetrieben wird. Auch im Tunnelbau wird von solchen „Lichtlöchern" Gebrauch gemacht.

Anschlußstrecken, die vom Stollen aus im Gestein oder in den gelösten Lagerstätten zu benachbarten Grubenbauen getrieben werden, heißen „Flügelörter".

4. — Wasserlösungsstollen. Vielfach dienen die Stollen nicht als Ausrichtungsbaue, sondern vorwiegend oder ausschließlich zur Wasser- und Wetterlösung. Die zur Wasserabführung dienenden Stollen waren früher, als die Mittel zur künstlichen Wasserhebung noch unvollkommen waren, auch für den Ruhrkohlenbezirk von großer Bedeutung, da sie den Abbau

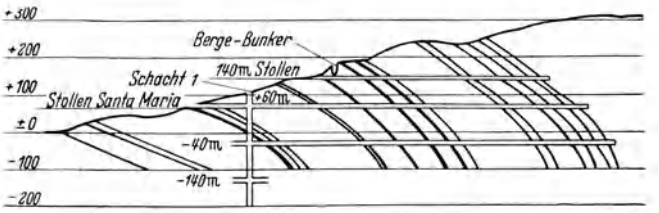


Abb. 2. Ausrichtung mehrerer Flözgruppen durch Stollen und Schacht

der höher anstehenden Flözstücke ohne Wasserhaltung ermöglichten, weshalb dem „Erbstöllner", der einen solchen Stollen zu treiben unternahm, wichtige Vorrechte eingeräumt wurden (s. a. Abschn. Wasserhaltung).

5. — Heutige Bedeutung der Stollen. In Deutschland ist die Bedeutung der Stollen als Ausrichtungsbaue nur noch gering, da in den älteren Bergbaugebieten fast überall die Talsohle erreicht ist oder der Bergbau weit in die Ebene vorgedrungen ist. Immerhin sind die meisten unserer Dachschiefergruben durch Stollen ausgerichtet. Das gleiche gilt auch für eine Reihe von Flußspatgruben Süddeutschlands, von Doggererzgruben Baden-Württembergs, von Gipsgruben bei Iphofen nahe Würzburg, von kleinen Bleizinkgruben im Hunsrück sowie von einer Reihe von Kleinzechen im Ruhrtal. Auch die Minettegruben Lothringens sind meist Stollengruben. In Übersee spielt der Stollenbergbau eine größere Rolle, teils weil der Bergbau dort jünger ist, in hohen Gebirgen, wie z. B. den Cordillieren beider Amerikas umgeht — viele kleine und große Erzgruben dort sind Stollengruben —, teils weil er in nur geringer Teufe stattfindet, wie dies z. B. für viele Steinkohlengruben der Vereinigten Staaten zutrifft. Auch gilt dies für den an Umfang allerdings wesentlich kleineren Steinkohlenbergbau Brasiliens und Venezuelas.

b) Schächte

1. Arten der Schächte

6. — Allgemeines. Zweck der Schächte. Unterhalb der Talsohle oder in ebenem oder flachwelligem Gelände findet die Ausrichtung von der Tagesoberfläche aus durch Schächte statt. Man nennt sie deshalb auch Tagesschächte oder Hauptschächte — im Gegensatz zu den Blindschächten, die nicht zu Tage auskommen.

Ebenso wie die Stollen haben die Schächte verschiedene Zwecke zu erfüllen, indem sie nicht nur zur Mineralförderung, sondern auch zur Ein- und Ausfahrt der Belegschaft, zum Ein- und Ausziehen des Wetterstromes, zum Einhängen von Grubenholz, Maschinen und Werkstoffen aller Art, zum Einführen der erforderlichen Wasser- und Druckluftleitungen, der elektrischen Kabel usw. dienen.

Nach dem wesentlichen Zweck, den sie zu erfüllen haben, richtet sich ihre Bezeichnung. So sind Förderschächte zu unterscheiden von Wetterschächten, Materialschächten, Seilfahrtschächten und je nach ihrer Lage im Grubenfeld Hauptschächte von Außenschächten. Aus allgemeinen sicherheitlichen und wettertechnischen Gründen muß jede Zeche in der Regel mindestens über zwei Schächte verfügen, von denen der eine Einzieh- und Förderschacht, der andere Auszieh- (Wetter-) Schacht ist. Eine Erhöhung dieser Mindestzahl tritt sehr häufig ein. In den meisten Fällen werden Forderungen der Wetterführung hierzu Veranlassung geben. Je höher nämlich die Belegschaftszahl und die Förderung einer Zeche wird, je größer das Grubengebäude und die Teufe ist, um so mehr wachsen die notwendigen Wettermengen. Auch zur Verkürzung der Anfahr- und Förderwege können zusätzliche Schächte dienen. Je geringer die Schachtbaukosten sind, um so eher wird man von dieser Möglichkeit Gebrauch machen können. Hierbei darf allerdings der Grundgedanke der Betriebszusammenfassung und möglichst hoher Ausnutzung jeder Betriebseinrichtung nicht außer acht gelassen werden. Schließlich seien noch Schächte für Sonderaufgaben erwähnt: die „Holzhängeschächte" in Oberschlesien zur Einförderung des in den dortigen mächtigen Flözen benötigten Holzes sowie die „Spülschächte" zum Einspülen von Versatzgut. Solche Schächte erhalten meist nur einen geringen Querschnitt und werden natürlich nur dann niedergebracht, wenn die übrigen Schächte überlastet sind oder dadurch die Förderwege unter Tage wesentlich kürzer werden.

Gehen die Lagerstätten zutage aus, so liegt es bei flachem Einfallen nahe, sie durch eine „einfallende Strecke", die meist in der Lagerstätte aufgefahren wird, aufzuschließen. Wird die Neigung größer, so spricht man nicht mehr von einer einfallenden Strecke, sondern von einem „tonnlägigen Schacht". Eine scharfe begriffliche Grenze zwischen diesen beiden Grubenbauen gibt es nicht.

7. — Einfallende Strecken. Einfallende Strecken, „Flache" oder „Laufschächte" genannt, kommen bei flacher Lagerung und ebenem Gelände in Betracht, und wenn das Ausgehende der Lagerstätte in so geringer Höhe über der Talsohle liegt, daß ein Stollen nicht viel Teufe einbringen würde. Dieses trifft z. B. in zahlreichen Fällen im nordamerikanischen, zuweilen auch im

japanischen und brasilianischen Steinkohlenbergbau zu. Außer der Wagenförderung am Seil, wie z. B. auf der Eisenerzgrube Wohlverwahrt bei Bückeburg, ist hierbei das Band als Fördermittel sehr beliebt. Einfallende Strecken finden jedoch im allgemeinen bei etwa 100—150 m Teufe eine wirtschaftliche Grenze. Abb. 3 zeigt eine einfallende Strecke im Liegenden eines Lagers oder Flözes. Bei guter Standfestigkeit des Gebirges kann sie auch in der Lagerstätte selbst aufgefahren werden.

8. — Tonnlägige Schächte. In Bergbaugebieten, in denen, wie z. B. in Transvaal und am Oberen See in Nordamerika, ein sehr gleichmäßiges, steiles Einfallen bei günstigen Gebirgsverhältnissen vorherrscht, werden tonnlägige Schächte mit gutem Erfolge selbst für die Förderung aus sehr großen Teufen benutzt. In Deutschland ist 1954 auf der Eisenerzgrube Königszug bei Dillenburg ein tonnlägiger Schacht mit 74^g Neigung und einem Querschnitt von 4,7×2,2 m^2 abgeteuft worden[1]. Er soll eine Endteufe von 700 m erreichen und ist mit Gefäßförderung für 600 t Roherz in 10 Stunden ausgerüstet. Maßgebend für die Wahl eines Schrägschachtes war in diesem Falle der Wunsch, den Schacht in der Nähe der vorhandenen Aufbereitung anzusetzen sowie lange Querschläge, ähnlich wie dies aus der linken Figur der Abb. 4 hervorgeht, in wenig standfestem Schalstein zu vermeiden. Werden die tonnlägigen Schächte in der Lagerstätte selbst abgeteuft, so lassen sie schon deren Ausbildung erkennen, und die Arbeit macht sich ganz oder teilweise durch Mineralgewinnung bezahlt.

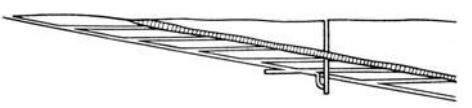


Abb. 3. Ausrichtung durch einfallende Strecke und Schacht

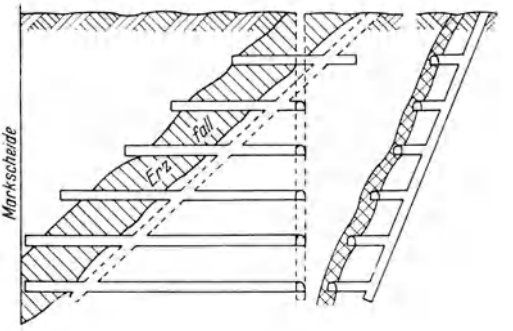


Abb. 4. Vergleich der Ausrichtung eines Erzvorkommens durch tonnlägigen und seigeren Schacht

Den erwähnten Vorzügen können jedoch ähnliche schwerwiegende Nachteile gegenüberstehen, wie bei einem Bremsberg im Vergleich zu einem Blindschacht: die Schächte kommen, weil ihre Stöße nicht senkrecht stehen, stärker unter Druck als Seigerschächte. Sie sind weiterhin für die Förderung mit Gestellen oder Gefäßen weniger günstig, weil der Förderweg länger ist als in seigeren Schächten, weil außerdem ein starker Verschleiß der Fördergestelle, Schachtleitbäume und Seile eintritt und weil endlich auch die Fördergeschwindigkeit wesentlich hinter der in Seigerschächten möglichen zurückbleibt. Liegen aber vollends die oben vorausgesetzten günstigen Verhältnisse nicht vor, so erscheint die Benutzung tonnlägiger Schächte von

[1] Steinmetz, F., u. W. Moewius: Schrägschacht der Grube Königszug. Signal- und Fernmeldepraxis; Mitt. der Fa. Funke & Huster 1956, Heft 4.

größerer Teufe ausgeschlossen. Das ist z. B. beim Steinkohlenbergbau in gefaltetem und gestörtem Gebirge der Fall, wo die Muldenbiegungen und Störungen den tonnlägigen Schächten nach unten hin bald ein Ziel setzen und überdies infolge der geringen Festigkeit der Kohle zwar die Anlage eines tonnlägigen Schachtes verbilligt werden kann, seine Unterhaltung aber durch den rasch wachsenden Gebirgsdruck ganz außerordentlich verteuert wird. Schwierig sind tonnlägige Schächte dort abzuteufen, wo ein mächtiges, nicht standfestes und wasserführendes Deckgebirge vorhanden ist.

Seigere Schächte, die nach Erreichung der Lagerstätte in oder unter ihr tonnlägig fortgesetzt werden, nennt man gebrochene Schächte. Ein Beispiel aus dem Goldbergbau vom Witwatersrand zeigt Abb. 5. Zugleich läßt sie die längeren Querschläge erkennen, die notwendig wären, wenn die Ausrichtung nach der Teufe durch einen seigeren Schacht statt durch einen tonnlägigen erfolgen würde.

9. — Seigere Schächte. Seigere Schächte sind in allen Fällen, in denen Deckgebirge von einiger Stärke vorhanden ist, das einzig in Betracht kommende Ausrichtungsmittel. Sie finden aber außerdem aus den oben angeführten Gründen auch dort ausschließlich Verwendung, wo die Lagerstätten unter der Talsohle oder unter ebenem Gelände liegen.

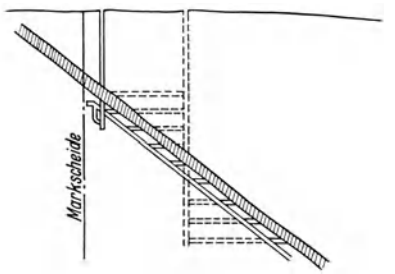


Abb. 5. Ausrichtung eines geneigten Lagers durch einen gebrochenen Schacht im Vergleich zu einem seigeren Schacht

10. — Schachtteufen. Im westdeutschen Steinkohlenbergbau sind die Schächte 300—1200 m tief, im britischen 100—900 m, im nordamerikanischen bis etwa 200 m. In größenordnungsmäßig ähnlichen Teufen bauen die meisten Kohlen-, Salz- und auch Erzgruben der Welt. Immerhin gibt es bereits eine ganze Anzahl von Schächten, welche tiefer als 1500 m sind und einzelne, die 2400 m erreicht haben. Zu den tiefsten Schächten überhaupt zählen die des Erzbergbaus. Dieser baut sehr häufig auf Lagerstätten mit steilem Einfallen, so daß er schnell in die Teufe vorrückt. Sehr große Teufen sind jedoch nur dann zu erreichen, wenn die geothermische Tiefenstufe groß, die Temperaturzunahme nach der Teufe also gering ist. Es trifft dies z. B. für die Goldgruben Südafrikas[1], des Kolar-Feldes in Südindien, von Morro Velho in Brasilien sowie für einige Gruben Kanadas und der Vereinigten Staaten zu.

Ein anderer Grund für tiefe Schächte liegt außer im Alter mancher Gruben in einer mächtigen Deckgebirgsüberlagerung. Dieses ist z. B. im Aachener Gebiet, im nördlichen und westlichen Ruhrgebiet, in der belgischen Campine und auch in Holland der Fall. Die dortigen Zechen haben mit sehr hohen Schachtbaukosten und Schachtabteufzeiten zu rechnen, besonders, wenn das Deckgebirge zum großen Teil aus Schwimmsanden besteht. Von den tiefsten Schächten sind die tiefsten Grubenbaue zu unterscheiden,

[1] Grotowsky, U.: Hauptförderschächte im südafrikanischen Goldbergbau. Glückauf 1955 S. 921.

die häufig die Schachtteufen noch übertreffen. Die tiefsten Grubenbaue der Welt befinden sich im südindischen Goldbergbau, wo sie fast 3000 m und im südafrikanischen Goldbergbau, wo sie bereits etwa 3000 m Teufe erreicht haben und bis 3700 m geplant sind. Die tiefsten Grubenbaue des deutschen Bergbaus befinden sich auf der Grube Eisenzecher Zug im Siegerland in 1320 m Teufe.

2. Der Schachtansatzpunkt

11. — Allgemeines. Für die Wahl des Schachtansatzpunktes, d.h. derjenigen Stelle, an der ein neuer Schacht abgeteuft werden soll, sind die Lagerungs- und Betriebsverhältnisse sowie die Verhältnisse an der Tagesoberfläche maßgebend.

Eine möglichst gründliche Aufklärung der Lagerstätte muß also vorausgegangen sein. Ihre Ausdehnung und Verteilung über das Grubenfeld, die Art und der Verlauf von Störungen sowie die Mächtigkeit und der Aufbau

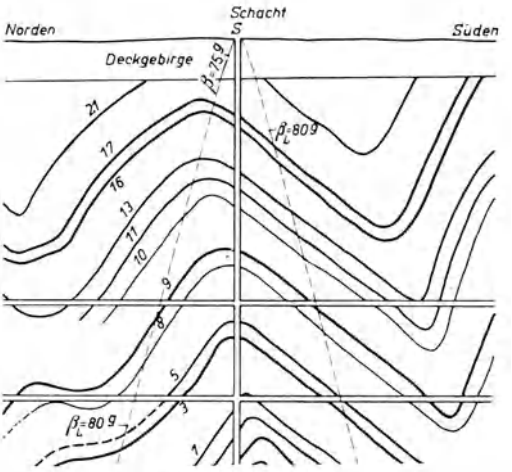


Abb. 6. Sattelschacht

des etwa vorhandenen Deckgebirges sind zu erkunden. Die in Band I behandelten geophysikalischen Untersuchungsverfahren und Tiefbohrungen dienen diesen Zwecken.

12. — Bedeutung der Lagerungs- und Betriebsverhältnisse. Man wird zunächst bestrebt sein, die Förder- und Wetterverbindungen zwischen den Schächten und den Lagerstätten möglichst kurz zu halten. Setzen also durch das Grubenfeld nur wenige Lagerstätten in geringem Abstand voneinander, so wird man bei der Wahl des *Schachtansatzpunktes* mehr auf ihre Lage Rücksicht nehmen müssen als bei einer großen Anzahl über das ganze Feld verteilter Lagerstätten. Reichhaltige Teile des Grubenfeldes verdienen mehr Berücksichtigung als ärmere, denn man wird den Schacht in die Nähe des größeren Lagerstättenvorrats legen. Bei steiler Lagerung ist der Ansatzpunkt des Schachtes mehr an den Verlauf der Lagerstätten gebunden als

bei flachem Einfallen. Bei mittleren Fallwinkeln und gleichmäßiger Verteilung des Lagerstättenvorrats tritt die Rücksicht auf den Lagerstättenverlauf stark zurück, da der Schacht dann nur innerhalb eines geringen Teufenbereichs günstig zu ihnen stehen kann.

Im übrigen stoßen wir bei der Berücksichtigung des Gebirgseinfallens auf widerstreitende Erwägungen.

Die *Querschlagförderwege* werden nämlich am kürzesten und die laufenden Querschlagförderkosten am niedrigsten, wenn der Schacht z. B. in die Mitte einer Mulde gesetzt oder bei gleichmäßiger Flözneigung möglichst weit nach dem Hangenden hin niedergebracht wird („vorgeschlagene" Schächte). In

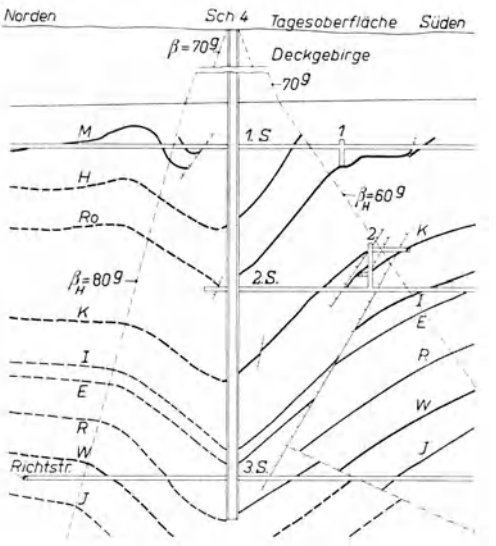


Abb. 7. Muldenschacht

beiden Fällen wird außerdem Rückförderung vermieden, da jede Abwärtsbewegung im Abbau gleichzeitig eine Vorwärtsbewegung in der Richtung zum Schacht ist.

Anderseits kommt die Rücksicht auf die *Schachtsicherheitspfeiler* hinzu, die nach unten stärker werden müssen und deren verschiedene Größe für Mulden- und Sattelschächte in Abb. 6 u. 7 sichtbar gemacht ist. Bei flacher Lagerung ist der Sicherheitspfeiler an jeder Stelle des Grubenfeldes gleich groß, es sei denn, das Deckgebirge hat verschiedene Mächtigkeit. Der vom Schachtsicherheitspfeiler in Anspruch genommene Mineralvorrat ist alsdann um so größer, je mächtiger das Deckgebirge ist. Doch tritt die Rücksichtnahme auf den Schacht überall dort, wo kein oder nur ein wenig wasserführendes Deckgebirge vorhanden ist, zurück und man schreitet zum Abbau des Sicherheitspfeilers. Ist dieser Abbau bei mächtigem Schwimmsanddeckgebirge jedoch bedenklich, so legt man, wenn möglich, den Hauptförderschacht in einen armen, unbauwürdigen Teil der Lagerstätte.

Beide Forderungen — geringe Kohlenverluste im Schachtsicherheitspfeiler und geringe Abbauwirkungen auf den Schacht, falls im Schachtsicherheitspfeiler Abbau betrieben wird — lassen sich erfüllen, wenn der Schacht auf einen Sattel gestellt wird (Abb. 6).

13. — Bedeutung des Deckgebirges. Durch ein über dem flözführenden Gebirge noch auftretendes Deckgebirge wird vielfach das Schachtabteufen wesentlich erschwert oder doch wenigstens der Schachtausbau verteuert, in jedem Falle aber die Förderteufe vergrößert. Man wird daher nach Möglichkeit den Schacht dorthin setzen, wo die geringste Mächtigkeit des Deckgebirges zu erwarten ist, also in einen Sattel oder Horst. Namentlich ist bei Auftreten von Sand- und Kiesschichten, deren Mächtigkeit erfahrungsgemäß häufig und stark wechselt, ein Aufsuchen der günstigsten Stelle durch mehrere Bohrungen ratsam, da deren Kosten gegenüber den dadurch beim Abteufen zu erzielenden Ersparnissen zurücktreten.

14. — Verhältnisse über Tage. Die Verhältnisse an der Tagesoberfläche sind infolge der zunehmenden Bebauung und der wachsenden Fördermengen heute so wichtig geworden, daß sie vielfach, z. B. im engeren Ruhrbezirk, im Vordergrund der Erwägungen stehen. Zunächst wird zweckmäßig eine Stelle gewählt, an der die Kosten des Grunderwerbs für den Schacht und die mit ihm zusammenhängenden Tagesanlagen möglichst gering sind. Anderseits darf jedoch nicht vergessen werden, daß angesichts der hohen Schachtbaukosten bei neuzeitlichen Anlagen im Steinkohlenbergbau die Grunderwerbskosten nur eine geringe Rolle spielen. Ferner ist bei Gruben, die wie Steinkohlenzechen auf Massenabsatz eingerichtet werden müssen, auf einen möglichst billigen Eisenbahn-, Fluß- oder Kanalanschluß zu sehen. Außerdem muß das Schachtgelände hochwasserfrei liegen. Eine gewisse Haldensturzhöhe ist für die Hängebank gleichfalls erwünscht. Sie läßt sich auch in ebenem Gelände durch eine Hochhängebank erzielen, die für eine bequeme Verladung zum mindesten bei Gestellförderung allgemein üblich ist. Werden Förderwagen unter 1000 l Inhalt verwandt, so genügt eine Höhe der Hängebank von 10—12 m. Großförderwagen verlangen jedoch Höhen von 16—17 m. Einige neuzeitliche Gruben haben infolge der großen Höhe, welche die Hängebank und damit auch das Fördergerüst erhalten müßten, bei gleichzeitiger Wahl von Turmfördermaschinen auf eine erhöhte Hängebank verzichtet und ziehen auf der Rasenhängebank ab (vgl. Bd. I, Ziff. 237 S. 470).

15. — Grubenfeld- und Betriebsgröße. Sind nur ein Förderschacht und ein oder auch mehrere Wetterschächte in einem *Grubenfeld* niedergebracht, so liegt eine *Einzelschachtanlage* vor. Früher wurden im deutschen Steinkohlenbergbau häufig Felder von nur $^1/_2$—1 Normalfeld[1] einem Förderschacht zugeteilt, so daß ein Grubenfeld von 2—3 Normalfeldern in etwa 3 selbständige Schachtfelder aufgeteilt, also durch 3 Förderschächte gelöst war. Dieser Zustand ist heute durch die Erkenntnis überholt, daß die zu mehreren Schachtanlagen gehörenden Tagesanlagen teurer zu erstellen und zu betreiben sind als eine zusammengefaßte größere Tagesanlage für

[1] 1 Normalfeld entspricht einer Fläche von 2,2 Millionen m².

die gleiche Förderung. Man tat mit der Vervollkommung der Hauptstreckenförderung schon bald den Schritt zur *Doppelschachtanlage*. Sie besteht aus zwei einander benachbarten Förderschächten und gemeinsamen Tagesanlagen. Um zu verhüten, daß Betriebsstörungen oder Gefährdungen des einen Schachtes, wie z. B. ein Zubruchgehen, auch den anderen in Mitleidenschaft ziehen, sind beide Schächte in genügender Entfernung voneinander herzustellen und auch mit getrennten Schachtgebäuden zu überbauen. Allerdings kann dadurch der Schachtsicherheitspfeiler beträchtlich vergrößert werden. Häufig läßt sich der gleiche Zweck, die Zusammenfassung der Förderung auf einen Punkt des Grubenfeldes, auch durch einen Einzelschacht erreichen. Dieser muß dann einen ausreichenden Querschnitt besitzen, um zwei Förderungen aufnehmen zu können.

Die Bemessung der Größe des Grubenfeldes ist eine die Wirtschaftlichkeit eines Bergwerksunternehmens entscheidend beeinflussende Frage, da von ihr bei bestimmten Lagerungsverhältnissen die mögliche Höhe der Förderung abhängig ist. Je niedriger die Schachtbaukosten sind und je bescheidener die Tagesanlagen sein können (z. B. Fehlen einer Aufbereitung), um so mäßiger kann die Tagesförderung sein und, bei ähnlichen Lagerungsverhältnissen, um so kleiner auch das Grubenfeld. Ein Beispiel hierfür bieten die Vereinigten Staaten und England, wo die durchschnittliche Betriebsgröße je Zeche durch eine Jahresförderung von 100000—150000 t gekennzeichnet ist. Die Grubenfelder sind dagegen dort ebenso groß oder noch umfangreicher als in Deutschland. Diese Tatsache ist eine Auswirkung der großflächigen Ausdehnung der Kohlenvorräte, während sie in Deutschland reicher zur Teufe angeordnet sind. Der Kohlenvorrat je m^2 Oberfläche liegt nämlich im Ruhrgebiet bei etwa 12—25 t, in England bei 5—10 t. Ein hoher spezifischer Vorrat (t/m^2) ermöglicht daher bei gleicher Fördermenge ein kleineres Grubenfeld als ein niedriger. Auch der Durchschnittserlös spielt eine Rolle, denn Magerkohlengruben mit ihren höheren Erlösen kommen vielfach mit kleineren Grubenfeldern aus als Fettkohlengruben.

In Deutschland wäre der Kohlenbergbau bei einer mittleren Betriebsgröße von 150000 t jährlich heute nicht mehr lebensfähig. Die Durchschnittswerte liegen im Ruhrgebiet, im Aachener und im Saargebiet bei etwa 900000 t und in Oberschlesien bei 1,5 Millionen t, die entsprechenden Tagesfördermengen bei 3000 und 5000 t. Mit dem Tieferwerden der Schächte, dem Vordringen des Bergbaus in Gebiete mit schwierigen Deckgebirgsverhältnissen und der Verteuerung der Tagesanlagen mußte die Förderung je Zeche steigen und die Größe ihres Grubenfeldes zunehmen. Denn jede Zeche bedeutet die Festlegung großer Anlagewerte und erfordert unabhängig von der Förderung hohe fixe Beträge an Verzinsung, bestimmten Abschreibungen und sonstigen Kosten. Diese lassen sich in ihrer Auswirkung auf die Selbstkosten je t Kohle nur dann in erträglichen Grenzen halten, wenn sie auf eine mit den Anlagekosten steigende Fördermenge verteilt werden, die ihrerseits nur aus Grubenfeldern von einer je nach dem einzelnen Fall verschiedenen Mindestgröße herausgeholt werden kann. Während vor 50 Jahren noch Zechen mit einem Grubenfeld von etwa 2 Normalfeldern gegründet werden konnten, sind heute Neuanlagen nur

möglich, wenn ihnen mindestens 15—20 km² und somit ein Kohlenvorrat von einigen hundert Millionen t zur Verfügung stehen[1].

Mit der Vergrößerung eines Grubenfeldes nehmen die Förder-, Fahr- und Wetterwege und mit höherer täglicher Förderung die erforderlichen Wettermengen zu. Die Erhöhung der Förderkosten durch längere untertägige Förderwege ist dank der Leistungsfähigkeit neuzeitlicher Hauptstreckenfördermittel gering. Die Arbeitszeitverluste durch längere Fahrwege lassen sich durch Einführen der maschinellen Personenförderung gering halten. Doch wird die Wetterführung und die Fahrung in einem großen Grubenfeld am einfachsten und wirtschaftlichsten gestaltet, wenn man dieses in einzelne Schachtfelder aufteilt. Man unterscheidet dann ein Hauptschachtfeld mit der Hauptschachtanlage und die Außenschachtfelder mit je einer Außenschachtanlage und faßt sie als *Verbundbergwerk*[2] (Ziff. 17) zusammen. Zu der Hauptschachtanlage gehören vor allem der Förderschacht, die Aufbereitung, die Werkstätten und das Lager. Sie versorgt die Außenschachtanlagen mit Betriebsmitteln und Energie. Die Außenschachtanlage verfügt vornehmlich über die der Bewetterung, Seilfahrt und Materialförderung dienenden Einrichtungen.

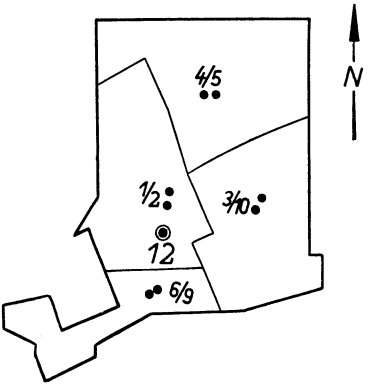


Abb. 8. Grubenfeld des Verbundbergwerks Zollverein

Aber nicht nur für neu zu errichtende Zechen spielen diese Gesichtspunkte eine Rolle, vielmehr sind auch schon bestehende zu Verbundschachtanlagen zusammengefaßt worden, indem man die Tagesanlagen und damit die Förderung einzelner Zechen stillegte, während eine benachbarte, zur gleichen Gesellschaft gehörende Zeche ausgebaut, erneuert und zu einer Großschachtanlage entwickelt wurde. Die früheren Förderschächte dienen z. T. als Wetter-, Anfahr- und Materialschächte weiter. So sind schon zahlreiche Verbundschachtanlagen mit 4000 bis 8000 t Förderung entstanden, die größten sind auf 10000 und 12000 t Tagesförderung zugeschnitten. Für die weitere Zukunft werden sogar Zechen mit 20000 t Tagesförderung für möglich gehalten. Als Beispiel einer Zusammenfassung mehrerer Zechen zu einer etwa 10000 t fördernden Betriebseinheit sei auf die Zeche Zollverein in Essen hingewiesen. In dem in Abb. 8 wiedergegebenen 13,8 km² großen Grubenfeld gab es früher vier selbständige Schachtanlagen. Heute dienen die Schächte von drei Anlagen nur noch der Wetterführung und Seilfahrt. Ihre Förderung ist von dem neuen Schacht 12 übernommen worden, für dessen Lage in erster Linie die Übertageverhältnisse maßgebend gewesen sind.

---

[1] LEHMANN, K.: Planmäßige Baufeldgestaltung. Glückauf 1938 S. 893. — H. KOEPPEN: Großschachtanlagen. Zur Frage der günstigen Betriebsgröße. Glückauf 1952 S. 943.

[2] ROELEN, W.: Entwicklung zum Verbundbergwerk im Ruhrkohlenbezirk. Glückauf 1930 S. 1749.

16. — Form des Baufeldes. Die Form des Baufeldes wird in den meisten Fällen ganz oder teilweise durch Grenzen bestimmt, auf die kein Einfluß genommen werden kann. Hierzu gehören Markscheiden benachbarter Felder sowie Störungen größeren Ausmaßes.

Trotzdem ist es wichtig, sich über die Vor- und Nachteile verschiedener Formen eines Grubenfeldes bei flachem und steilem Einfallen klar zu sein. So wird sich bei söhliger Lagerung eine quadratische Form in der Regel am meisten empfehlen, da diese bei geringer Förderlänge eine genügende Anzahl von Angriffspunkten zu schaffen gestattet. Bei geneigter Lagerung bietet im Flözbergbau eine mehr querschlägige Erstreckung den Vorteil, daß man eine größere Anzahl von Flözen gleichzeitig bauen und damit die verschiedenen Bauwürdigkeiten der einzelnen Flöze gegeneinander ausgleichen, auch je nach der Marktlage den Abbau nach den verschiedenen Eigenschaften der einzelnen Flöze hinsichtlich der Korngröße oder des Gehaltes an flüchtigen Bestandteilen verschieden führen kann. Anderseits ermöglicht eine mehr streichende Erstreckung des Baufeldes eine größere Zahl von Abbaubetrieben, ohne daß diese sich gegenseitig beeinflussen (s. S. 246 ff.). Treten die Flöze zusammengedrängt in ausgeprägten Flözzügen auf, so ist ähnlich wie im Gangerzbergbau eine streichende Erstreckung der querschlägigen vorzuziehen.

Auf einen weiteren wichtigen Gesichtspunkt macht KOEPPEN[1] aufmerksam. Es ist dies der *Kohlenvorrat* oberhalb der ersten Fördersohle bei flacher Lagerung. Er ist bei gleicher Flözfolge in einem in streichender Richtung langgestreckten Grubenfeld höher als in einem quadratischen Feld gleicher Größe, da die unteren Flöze, z. B. bei südlichem Einfallen im südlichen Teil des quadratischen oder gar querschlägig gestreckten Grubenfeldes, unter die Fördersohle tauchen und hier zum Abbau nicht mehr zur Verfügung stehen. Die Lebensdauer der 1. Fördersohle ist also in einem quadratischen Feld unter den angenommenen Lagerungsverhältnissen geringer, die Ausrichtungskosten je Tonne sind höher. Je länger aber der Abbau auf der ersten Fördersohle umgehen kann, um so eher ist die Wirtschaftlichkeit einer jungen Anlage gesichert.

17. — Bestimmung der wirtschaftlichsten Größe von Haupt- und Außenschachtbaufeldern. Wenn die Aufteilung eines großen Grubenfeldes eines Verbundbergwerkes in ein Kernschachtbaufeld und ein oder mehrere Außenschachtbaufelder notwendig wird, so muß vor allen Dingen geklärt werden, welche Größe den Feldern zuzumessen ist. Die wirtschaftlichste Größe eines Schachtbaufeldes ist insbesondere von den *Bewetterungskosten* sowie von der *Dauer der Fahrung* abhängig. Im Erzbergbau sieht man meist die Verlängerung der Arbeitszeit vor Ort als ausschlaggebend an, während im Steinkohlenbergbau infolge seines großen Wetterbedarfes von 3—5 $m^3/t \cdot min$ die Ersparnisse bei der Wetterführung im Vordergrund stehen. Bei rückläufiger Bewetterung ist im Steinkohlenbergbau im allgemeinen ein 7 km langer Ein- und Ausziehwetterweg zu beherrschen. Die Abbaue liegen deshalb nicht weiter als höchstens 3 km vom Hauptschacht entfernt. Bei grenzläufiger Wetterführung kann die Wetterweglänge 10—15 km betragen. Auch die Herstellungskosten eines weiteren Schachtes sind von Einfluß. Hierbei geben die Teufe und die u. U. notwendigen Sonderabteufverfahren den Ausschlag.

---

[1] KOEPPEN, H.: Großschachtanlagen. Zur Frage der günstigsten Betriebsgröße. Glückauf 1952 S. 943.

Die *wirtschaftliche Größe* eines Grubenfeldes und seiner einzelnen Schachtbaufelder läßt sich mit Hilfe eines von BENTHAUS[1] angegebenen Verfahrens errechnen. Wird ein Teil eines Grubenfeldes anstatt vom Hauptschacht von einem Außenschacht her gebaut, so sollen die dadurch erzielbaren Ersparnisse bei der Fahrung und der Bewetterung die Betriebskosten der Außenschachtanlage übertreffen. Die *günstigste Größe* eines Schachtbaufeldes ist dann erreicht, wenn die Summe der Betriebskosten der Außenschachtanlage und der von der Entfernung zum Schacht abhängigen Kosten für Fahrung und Bewetterung ihren geringsten Wert annimmt. Sind die Ersparnisse gleich diesen Kosten, so besitzt das Außenschachtfeld seine Mindestgröße. Ersparnisse bei der Fahrung ergeben sich infolge der kürzeren Fahrwege in den Hauptstrecken. Es wird die Arbeitszeit vor Ort verlängert und zugleich erreicht, daß das Schachtbaufeld in kürzerer Zeit abgebaut werden kann. Dadurch und vor allem infolge der wesentlich kürzeren Wetterwege ergeben sich die Ersparnisse bei der Bewetterung.

Inwieweit die Feldesgröße von den *Kosten für die Fahrung* bei verschiedener Fahrgeschwindigkeit beeinflußt wird, zeigt Abb. 9. Es ergeben sich z. B. bei der

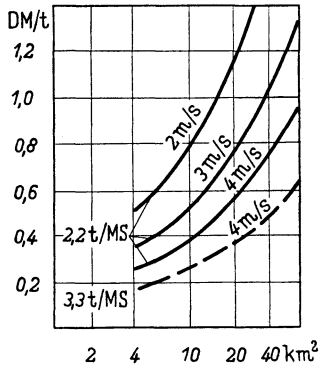


Abb. 9. Beeinflussung der Fahrungskosten durch die Fahrgeschwindigkeit und die Untertageleistung bei verschiedenen Feldesgrößen

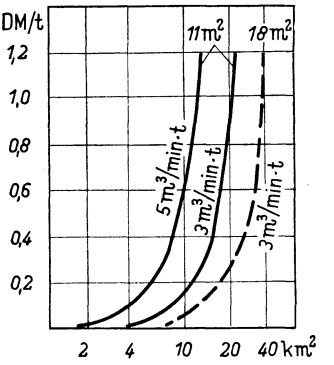


Abb. 10. Kosten für die Bewetterung der Hauptstrecken in Abhängigkeit vom Streckenquerschnitt und Wetterbedarf bei verschiedenen Feldesgrößen

gleichen Feldesgröße und doppelter Fahrgeschwindigkeit nur halb so hohe Fahrungskosten. Wird also eine doppelte Fahrgeschwindigkeit gewählt, so kann die Größe des Schachtfeldes ein Vielfaches der ursprünglichen Größe betragen, ohne daß die Fahrkosten steigen. Außerdem spielt die Revierleistung eine Rolle. Je höher diese ist, um so größer kann bei gleichen Fahrkosten das Schachtfeld sein.

Den Einfluß der *Bewetterungskosten* zeigt Abb. 10. Je größer der Streckenquerschnitt bei gleichbleibendem Wetterbedarf ist, um so größer kann das Schachtfeld sein. In gleicher Richtung wirkt sich ein geringer Wetterbedarf aus. Gruben, die auf die Ausgasung oder auf das Grubenklima weniger Rücksicht zu nehmen brauchen, sind daher eher in der Lage, ein größeres Feld einem Schacht zuzuteilen, als Gruben, die mit Schwierigkeiten auf diesen Gebieten zu kämpfen haben.

Die *Feldesausnutzung* gibt die Höhe der täglichen Förderung, bezogen auf einen km² des Grubenfeldes, an. Sie beträgt im Ruhrgebiet zwischen 100 und 1200 t/km², im Mittel etwa 400 t/km². Den Einfluß dieses Kennwertes, des Wetterbedarfes und des Streckenquerschnittes auf die wirtschaftlichste Größe eines Schachtfeldes zeigt Abb. 11. Zugrunde gelegt sind ein Schacht mit einer 400 m tiefen Tübbingsäule und 500 m Mauerung, eine Revierleistung von 2,2 t/MS und eine Fahrgeschwindigkeit von 4 m/sek. Auf der Ordinate ist die Summe der Kosten angegeben, die sich aus den Betriebskosten des Schachtes als Grubenbau, den gesamten Kosten für die Schachtförderung einschließlich Hängebankbetrieb sowie

[1] BENTHAUS, F.: Das Berechnen der wirtschaftlichen Größe von Schachtbaufeldern. Glückauf 1956 S. 8.

aus den Kosten für die Bewetterung und Fahrung in den Hauptstrecken zusammensetzt. Bei einer bestimmten Feldesausnutzung (t/m²) nimmt die Summe dieser Kosten mit zunehmender Feldesgröße und damit gleichzeitig wachsender Förderung bis auf einen Mindestwert ab. Wie aus Abb. 11 ersichtlich, liegt der erreichbare Mindestwert um so niedriger, je höher die Feldesausnutzung ist. Wegen des mit der Förderhöhe zunehmenden Einflusses der Bewetterungs- und auch Fahrungskosten wird das Kostenminimum bei geringer Feldesausnutzung (200 t/m²) erst bei einem großen Schachtbaufeld erreicht. Bei hoher Feldesausnutzung (600 t/m²) liegt der Mindestwert bei einem weniger als halb so großen Schachtbaufeld. Aus der Abb. 11 ist ferner zu entnehmen, welchen Einfluß der Wetterbedarf je Tonne ausübt. Beträgt bei einer Feldesausnutzung von 400 t/m² der Wetterbedarf 3 m³ je min und t, so liegt das Kostenminimum niedriger und auch bei einem größeren Schachtbaufeld als wenn 5 m³ Wetter je min und t erforderlich sind. In beiden Fällen sind gleiche Hauptstreckenquerschnitte vorausgesetzt (z. B. 11 m²). Eine Vergrößerung des Hauptstreckenquerschnittes (auf z. B. 18 m²) bewirkt bei gleicher Feldesausnutzung (400 t/m²), daß sich das Kostenminimum nicht nur verringert, sondern auch erst bei einem größeren Schachtbaufeld auftritt.

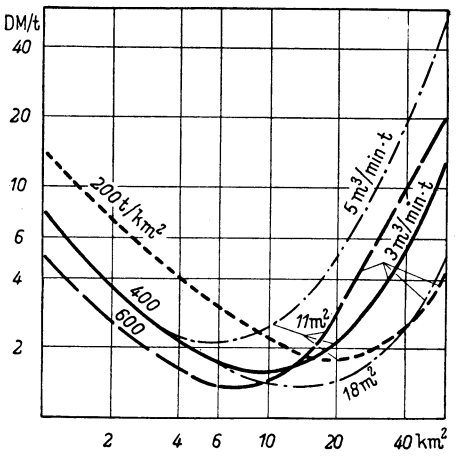


Abb. 11. Beeinflussung der günstigsten Feldesgröße durch Feldesausnutzung, Wetterbedarf und Streckenquerschnitt

Die Abb. 11 läßt schließlich erkennen, daß nach Überschreiten des Mindestwertes die genannten Betriebskosten stark ansteigen. Es tritt infolgedessen dann die Notwendigkeit der Inbetriebnahme eines Außenschachtbaufeldes auf. Der Entschluß hierzu kann um so eher gefaßt werden, je geringer die Anlagekosten des Außenschachtes sind.

Auch die Größe des Außenschachtbaufeldes kann nicht beliebig gewählt werden, wenn die geringsten Kosten je t erzielt werden sollen. Die Mindestgröße des Außenschachtbaufeldes muß um so größer sein, je höher die Anlage- und Betriebskosten der Außenschachtanlage sind. Weitere Unterschiede ergeben sich aus dem Wetterbedarf. Es ist dies insofern der Fall, als bei hoher Wettermenge die Mindestgröße, die das Außenschachtbaufeld haben muß, geringer ist als bei niedrigem Wetterbedarf.

Schließlich sei auf weitere Vorteile hingewiesen, die sich bei dem Abbau eines vom Hauptschacht weit entfernt liegenden Feldesteiles von einer Außenschachtanlage her ergeben. Bei grenzläufiger Wetterführung sind die Kurzschlußverluste geringer als bei rückläufiger. Die zu erwartende Klimaverbesserung vermindert die Zahl der heißen Betriebspunkte mit verkürzter Arbeitszeit. Lange Wartezeiten treten bei Vorhandensein mehrerer Seilfahrtschächte nicht auf. Die Strecken sind infolge des schnelleren Abbaus nicht solange zu unterhalten.

18. — Beispiele für die Wahl von Schachtansatzpunkten. Das in Abb. 12 dargestellte Schachtbaufeld soll von einer Kernschachtanlage gebaut und durch einen Außenschacht erschlossen werden. Für die nähere Bestimmung des Ansatzpunktes des neuen Schachtes sind jedoch die Lagerungsverhältnisse maßgebend. Östlich der Querstörung bedeckt ein Deckgebirge von 500 m Mächtigkeit die flözreichen Fettkohlenschichten. Westlich der Querstörung liegt ein 275 m mächtiges Deckgebirge auf den flözarmen Magerkohlenschichten. Es kann also für den Schacht nur der westlich der Störung gelegene Horst in Betracht kommen.

Im Feld Polsum (Abb. 13) scheint zunächst der Sattel besonders günstig für den Ansatzpunkt des Hauptförderschachtes zu sein, und zwar um so mehr,

als das Deckgebirge hier noch eine verhältnismäßig geringe Mächtigkeit aufweist. Da jedoch wertvolle Fettkohlenvorräte durch den als notwendig erachteten Schachtsicherheitspfeiler auf der Sattelachse gebunden würden, wurde ein Punkt auf der

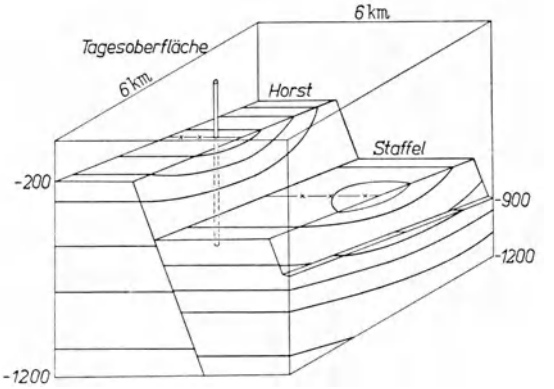


Abb. 12. Schachtansatzpunkt auf einem Horst

Nordflanke des Sattels gewählt, und zwar in einem Gebiet, das durch Störungen in seiner Bauwürdigkeit stark gemindert ist.

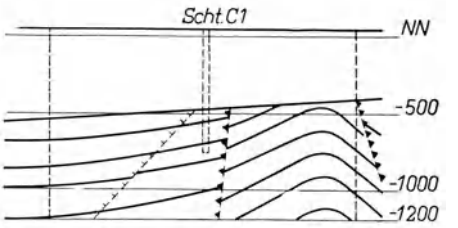


Abb. 13. Schachtansatzpunkt auf einer Sattelflanke

Abb. 14 zeigt an einem Schnitt durch das Grubenfeld Auguste-Victoria, daß ein Sattel im südlichen Teil des Grubenfeldes für die Lage der Schächte 1/2 maßgebend gewesen ist[1].

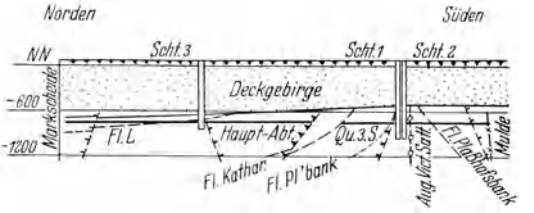


Abb. 14. Schachtansatzpunkt auf einem Sattel

19. — Wahl des Schachtansatzpunktes im Erzbergbau. Für flachgelagerte, großflächige Erzlagerstätten gelten im wesentlichen die gleichen Gesichtspunkte wie bei der Wahl des Schachtansatzpunktes im Steinkohlen-

[1] HUECK, W.: Diss. Clausthal 1955.

bergbau. Bei Gängen und anderen steilstehenden Lagerstätten sind jedoch vornehmlich die folgenden Gesichtspunkte wichtig: Hier versucht man, den Schachtansatzpunkt so zu wählen, daß der Schacht nahe dem Schwerpunkt des Lagerstättenvorrats liegt, nicht oder möglichst wenig von Abbauwirkungen betroffen wird und hinsichtlich der Transportwege über Tage und der Anordnung der Tagesanlagen günstig angeordnet ist.

Die letztgenannten Gesichtspunkte sind oft infolge der verkehrsungünstigen Lage der Vorkommen und der unregelmäßigen Gestalt der Tagesober-

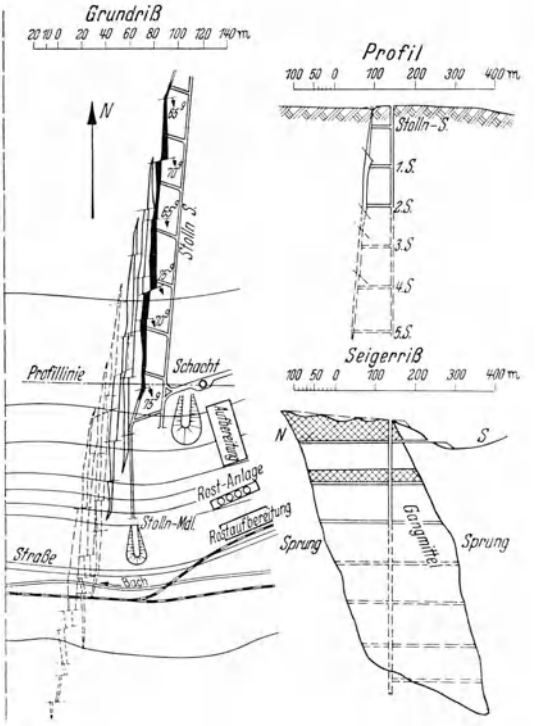


Abb. 15. Beispiel für Schachtansatzpunkt und Ausrichtung im Eisenerzbergbau

fläche von Bedeutung und haben im Fall des in Abb. 15 wiedergegebenen Schachtes der Grube Füsseberg im Siegerland Berücksichtigung gefunden.

Eine gute Lösung kann auch darin bestehen, den Schacht im Hangenden anzusetzen, wobei die Lagerstätte durchteuft wird und der Schacht schließlich ins Liegende übergeht. Abb. 16 zeigt als Beispiel einen auf diese Weise angesetzten Schacht der Blei-Zinkerzgrube „Gute Hoffnung" bei St. Goar am Rhein.

Nachteilig ist vielfach die Notwendigkeit, einen Sicherheitspfeiler stehenzulassen. Die Entscheidung darüber, ob ein Sicherheitspfeiler belassen werden muß, richtet sich nach der Standfestigkeit des Gebirges und dem Wert des Erzes. Ist das Gebirge gebräch, sind Gebirgsbewegungen zu erwarten, und erweist sich das Stehenlassen von Sicherheitspfeilern als technisch oder wirt-

schaftlich ungünstig, so ist das Ansetzen des Schachtes im Liegenden zu empfehlen. Um die Lagerstätte zu erreichen, sind Querschläge aufzufahren, deren Länge dann je nach dem Einfallen der Lagerstätte mit der Teufe zunimmt. Abb. 17 zeigt den im Liegenden angesetzten Schacht Haverlahwiese 1 im Salzgittergebiet. Diese Art der seigeren Ausrichtung wird sowohl im Metall- als auch im Eisenerzbergbau bevorzugt.

In gebirgigen Gegenden wird man den Hauptförderschacht an einen Hang oder auf einen Berg legen, um das natürliche Gefälle bei der Verarbeitung oder Aufbereitung des Erzes ausnützen zu können. Die Nebenschächte wird man in ein Tal legen, um bei der meist üblichen natürlichen Wetterführung ein möglichst großes Druckgefälle zwischen den Schachtluftsäulen zu erhalten. Bei Tallage ist darauf zu achten, daß der Schachtansatzpunkt hochwassergeschützt ist.

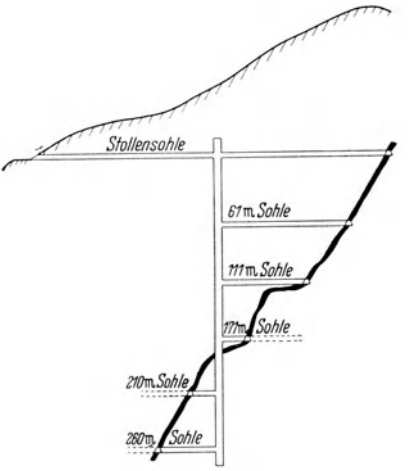


Abb. 16. Beispiel für Schachtansatzpunkt und Ausrichtung im Metallerzbergbau

Die Behinderung des Abbaus durch Besiedlung spielt eine weniger große Rolle, da fast alle Gangvorkommen in dünn besiedelten Landschaften liegen. Es ist sogar vorteilhaft, Schächte möglichst in der Nähe von Siedlungen anzulegen, um ohne größere Kosten Anschluß an das vorhandene Verkehrs-, Wasserleitungs-, Strom- und Fernsprechnetz zu erhalten. Vor allem muß auf einen möglichst einfachen und billigen Transportweg geachtet werden. In gebirgigen

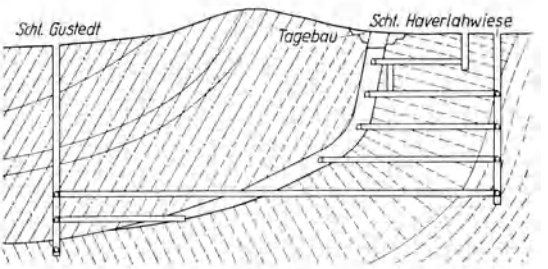


Abb. 17. Beispiel für Schachtansatzpunkt und Ausrichtung für ein Eisenerzlager

Gegenden ist der Verkehrsanschluß der Gruben eine der am schwierigsten zu lösenden Aufgaben.

20. — Wahl des Schachtansatzpunktes im Kalibergbau. Im deutschen Kalibergbau ist die Wahl des Schachtansatzpunktes verhältnismäßig einfach und hauptsächlich von den Tagesverhältnissen abhängig, solange es sich um flache Lagerung handelt wie im Werra-Fulda-Gebiet, z. T. im Südharzgebiet und in Baden. In Hannover sowie in der Magdeburg-Halber-

städter Mulde treten die Kalilager im Zusammenhang mit den Salzhorsten auf und stehen steil. In diesen Fällen ist die Rücksichtnahme auf die Lagerstätte entscheidend[1].

In der Regel sind die Schächte im Salzkopf oder an dessen Rand angesetzt. Es ist auch möglich, den Schacht neben dem Salzhorst niederzubringen und diesen mit Strecken anzufahren. Im einzelnen Fall sind eine Fülle von Gesichtspunkten zu beachten, die im folgenden angedeutet seien.

So ist es ungünstig, einen Schacht durch ein größeres steil stehendes Kalilager zu teufen. Abgesehen von den Mineralverlusten im Schachtsicherheitspfeiler hat es sich als praktisch unmöglich erwiesen, eine einwandfreie Abdichtung zwischen der Schachtwand und dem Sylvinit, Hartsalz oder Carnallit herbeizuführen. Schachtwässer, die durch Haarrisse in diesen Bereich gelangen, lösen diese Salze auf, so daß umfangreiche und schwierige Zementierarbeiten notwendig werden. Auch das Durchteufen von rohem Salzton und Anhydrit ist unerwünscht, da diese Schichten zum Treiben neigen und größere Schachtunterhaltungsarbeiten verursachen. Älteres Steinsalz hat sich unterhalb 600 m Teufe als sehr druckhaft erwiesen. Steil stehendes jüngeres Steinsalz ist dagegen als günstiges Gebirge für das Niederbringen eines Schachtes zu betrachten.

Große Schwierigkeiten bereiten ferner die über dem Salzspiegel liegenden eingebrochenen Dolomit- und Gipsschichten, die häufig stark wasserführend und große Laugenspeicher sind. Über ihnen liegen zudem noch diluviale oder tertiäre Ablagerungen. Ein derartiges Gebirge kann nur mittels des Tiefkälteverfahrens durchteuft werden. Da die Randzonen eines Salzkopfes meist stärker verbrochen sind, ist es ratsam, den Schacht möglichst in die Mitte des Salzkopfes zu setzen. In seltenen Fällen legt sich eine mächtige Buntsandsteinschicht an den Salzhorst an. Es ist dann möglich, den Schacht im Buntsandstein ohne Gefrierverfahren niederzubringen und erst in größerer Teufe die Flanke des Salzhorstes anzufahren.

Die meisten der vorhandenen 235 Kalischächte sind in der Zeit vor 1910 niedergebracht worden. Bei einem großen Teil waren zahlreiche Schwierigkeiten durch die angefahrenen stark wasser- und laugeführenden Schichten zu überwinden. Einige Schächte in der Randzone der Salzhorste und im Bereich des z. T. sehr stark klüftigen und laugehaltigen Plattendolomites unmittelbar über dem Zechsteinsalz im Werragebiet sind beim Teufen versoffen und mußten aufgegeben werden (s. Abschnitt Wasserhaltung).

3. Die Schachtscheibe

21. — Form und Einteilung. Der Schachtquerschnitt, der mit seinem Ausbau und seiner Einteilung Schachtscheibe genannt wird, kann rechteckig, quadratisch, kreisförmig, elliptisch oder durch vier flache Bogen begrenzt sein. Durch Einbauten wird der Schachtquerschnitt in „Trumme" oder „Trümmer" unterteilt.

22. — Rechteckige Schächte. Rechteckige Schachtquerschnitte finden sich stets bei tonnlägigen Schächten. Genügt ein Fördertrum, so ist nur noch ein zweites als Fahr- und Rohrleitungstrum notwendig und der Quer-

[1] Seidl, E.: Schürfen, Belegen und Schachtabteufen auf deutschen Zechstein-Salzhorsten, herausgeg. v. d. Preuß. Geol. Landesanstalt. Berlin 1921.

schnitt nähert sich dem quadratischen. Je größer die Zahl der Trumme ist, um so langgestreckter wird der rechteckige Querschnitt. Im südafrikanischen Goldbergbau z. B. gibt es tonnlägige Schächte mit 5—7 Trummen, von denen 4—6 Fördertrumme sind, die mit Gefäß- oder Gestellförderungen ausgerüstet sind. Aber auch bei seigeren Schächten wird im standfesten Gebirge, also z. B. im Gangerzbergbau, dem rechteckigen Querschnitt der Vorzug gegeben. Es ist dies insbesondere dann der Fall, wenn auf Ausbau verzichtet werden kann oder der allerdings brandgefährliche Holzausbau genügt.

Seigere Schächte mit gestreckt-rechteckigem Querschnitt werden zur Erhöhung ihres Widerstandes gegen den Gebirgsdruck nach Möglichkeit so gestellt, daß die kurzen Seiten des Rechtecks in die Streichrichtung des Gebirges zu liegen kommen. Bemerkenswert ist die Ausführung der Zentralschachtanlage von Kiruna. Zwischen nur 7 m breiten Bergfesten liegen nebeneinander 8 Förderschächte von 3×5 m² Querschnitt. Über dieser Folge von Schächten erhebt sich ein gemeinsamer Förderturm aus Beton von 115 m Länge, 30 m Breite und 52 m Höhe.

23. — Runde Schächte. Kreisrunde Schächte haben gegenüber den rechteckigen verschiedene wichtige Vorteile und sind daher bei uns jetzt fast allgemein üblich. Zunächst verteilt der Gebirgsdruck sich nahezu gleichmäßig auf den ganzen Umfang. Ferner fällt das Ausspitzen der Ecken fort, das kostspielig und zeitraubend ist. Auch erhält der Ausbau die widerstandsfähigste Form, nämlich diejenige eines in sich geschlossenen Zylinders. Außerdem ist beim Kreis das Verhältnis des Umfangs zur Fläche am günstigsten. Der Ausbau wird also bei gleichem Querschnitt billiger. Die Vorteile steigen mit wachsendem Schachtdurchmesser. Freilich ergeben sich in kreisrunden Schächten „verlorene Ecken" in Gestalt kleiner Segmente, die nicht genügend ausgenutzt werden können. Jedoch ist anderseits bei rechteckigem Schachtquerschnitt die vollständige Ausnutzung vielfach nur scheinbar, indem wegen der Notwendigkeit, vier gerade Seiten als Grenzlinien zu erhalten, das eine oder andere Trum größer als unbedingt nötig gewählt werden muß.

Ferner lassen sich runde Schächte von größerem Durchmesser zwar nicht mit Holz, wohl aber mit allen anderen Stoffen (Mauerung, Beton, Walzstahl und Gußeisen) ausbauen, während rechteckige Schächte auf den Ausbau in Holz, Profilstahl oder Beton beschränkt sind. Ausschlaggebend ist in dieser Hinsicht vielfach schon, daß nur runde Schächte wasserdicht ausgebaut werden können.

Die Bedeutung einer möglichst ausgiebigen Ausnutzung des Schachtquerschnittes ergibt sich daraus, daß 1 m² Schachtscheibe bei Schächten von etwa 500 m Teufe bereits einen Wert von etwa 180000 bis 1 Million DM (je nach den Abteuf- und Ausbaukosten) hat.

24. — Größe des Schachtquerschnitts von Förderschächten. Die Größe des Schachtquerschnitts oder — bei runden Schächten — die Größe des Schachtdurchmessers hängt bei Förderschächten in der Hauptsache von drei Gesichtspunkten ab: 1. von Umfang, Art und Zahl der Fördereinrichtungen, mit denen die geforderte Förderleistung erreicht werden soll, 2. von der Wettermenge, die dem Grubengebäude durch den Förderschacht zugeführt werden muß, und 3. von den Abteuf- und Schachtunterhaltungs-

kosten. Auch Zahl und Umfang der im Schacht unterzubringenden zusätzlichen Einrichtungen, wie Fahrten nebst Ruhebühnen, Rohrleitungen, Kabel und Hilfsförderungen spielen eine Rolle.

Für die tägliche *Schachtförderleistung* ist die Zahl der täglichen Schachtförderstunden und die stündliche Schachtförderleistung maßgebend. Diese hängt einmal von der Leistungsfähigkeit (mögliche Zügezahl/Stunde × zulässige Nutzlast/Zug) und der durchschnittlichen Schachtausnutzung ab. Finden in einem Schacht neben der Förderung auch die Haupt- und Zwischenseilfahrten statt, so wird der Schachtausnutzungsgrad nur etwa 60 oder 70% betragen. Die Abmessungen der Fördereinrichtungen richten sich nach der Förderart — Gestell- oder Gefäßförderung — und nach dem Nutzinhalt der Fördereinrichtungen, der wiederum von der Wichte des Fördergutes abhängig ist (Bd. I, S. 426ff.).

Die *Materialförderung* und die Förderung von Bergen in die Grube bringen im allgemeinen keine wesentlichen Querschnittsänderungen für die Fördereinrichtungen mit sich, da sie in Sonderförderwagen oder mit den üblichen Förderwagen möglich sind. Anders kann es sich mit der Personenförderung und mit der Bergeförderung aus der Grube verhalten, da durch sie die Förderzeit für das nutzbare Mineral verkürzt wird.

Für die *Wetterführung* ist einmal der sog. freie Wetterquerschnitt von Bedeutung. Bei seiner Berechnung sind alle Schachteinbauten, also Einstriche, Leitbäume, Fahrten und ihre Ruhebühnen, Rohrleitungen usw. zu berücksichtigen. In den Förderschächten des europäischen Kohlenbergbaus liegen die Werte des freien Wetterquerschnitts bei etwa 90% des lichten Querschnitts. Die Förderkörbe haben in diesem Zusammenhang nur einen ganz untergeordneten Einfluß, es sei denn, es findet eine vollwandige Verkleidung der Seitentrumme statt. Der Wetterwiderstand des Schachtes wird in erster Linie durch die Wirbelbildung bei der Umströmung der Einbauten hervorgerufen. Er kann durch windschnittige Verkleidung der Seitentrumme bis auf etwa 20% verringert werden[1]. Daß diese Tatsache nicht nur auf die Bemessung des Lüfters und auf seinen Energieverbrauch Einfluß hat, sondern auch für den Schachtquerschnitt Bedeutung haben kann, liegt auf der Hand.

Bei der Berücksichtigung der *Abteufkosten* für die Wahl des Schachtdurchmessers ist zu beachten, daß Schächte größeren Querschnitts zwar teurer sind als solche geringeren Querschnitts, daß aber in standfestem Gebirge die Abteufkosten je m^2 Ausbruchfläche und erst recht je m^2 freier Fläche mit wachsendem Durchmesser des Schachtes abnehmen. Beim Durchteufen von schwimmsandhaltigem Deckgebirge mit Hilfe des Gefrierverfahrens erhöhen sich die erforderlichen Frostwandstärken sowie die Wandstärken des Ausbaus mit zunehmendem Schachtdurchmesser jedoch so sehr, daß — je nach der Teufe — bei 6,5—7,5 m lichtem Schachtdurchmesser eine wirtschaftliche und sicherheitliche Grenze erreicht zu sein scheint.

Für Nebenschächte, die besonderen Zwecken, wie z. B. zum Einfördern von Versatzmassen, dienen, genügen Schachtdurchmesser von 1—1,5 m. Solche Schächte können mittels Tiefbohrverfahren hergestellt werden, wie

[1] Bär, S.: Der Wetterwiderstand von Förderschächten und die Möglichkeiten zu seiner Verringerung. Glückauf 1949 S. 327.

auch Tiefbohrlöcher Teilaufgaben von Schächten übernehmen und z. B. der Holzförderung oder der Aufnahme von elektrischen Kabeln dienen können.

25. — Größe des Schachtquerschnitts bei Wetterschächten[1]. Bei Wetterschächten sind die Energiekosten für die Bewegung der Wetter im Schacht und die Abteufkosten, d. h. ihre Abschreibung und Verzinsung, von ausschlaggebender Bedeutung. Das gegenseitige Größenverhältnis dieser Kostenarten ändert sich mit dem Schachtdurchmesser und der Wettermenge. Flügge weist nach, daß nicht derjenige Schachtdurchmesser am wirtschaftlichsten ist, bei dem die Gesamtkosten je m^3 Wetter am niedrigsten sind. Vielmehr liegt der günstigste Durchmesser dort, wo die Kosten je m Schacht den kleinsten Wert erreichen. Aus Abb. 18 sind die günstigsten Durchmesser von Wetterschächten in standfestem Gebirge bei verschieden langer Tilgungszeit der Abteufkosten zu ersehen, und zwar für Schächte mit Einbauten sowie für sog. „nackte" Schächte, d. h. für Schächte ohne Einbauten. Für eine Wettermenge von 10000 m^3/min z. B. ist bei 50jähriger Tilgungszeit der günstigste Durchmesser etwas über 7 m, bei 20jähriger Tilgungszeit etwas unter 7 m, falls es sich um einen Schacht mit Einbauten handelt. Hat der Schacht keine Einbauten, so verringert sich der Durchmesser auf etwa 6 m. Die angegebenen Werte gelten unter der Voraussetzung, daß der Schacht lediglich der Wetterführung dienen soll. Ist er auch aus anderen Gründen erforderlich, so liegt der günstigste Schachtdurchmesser höher.

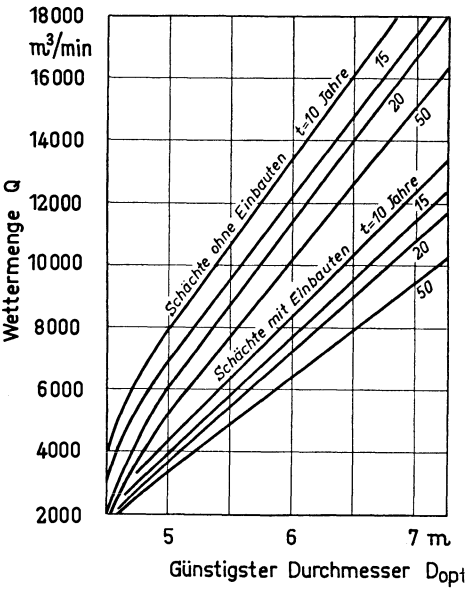


Abb. 18. Der günstigste Durchmesser von Wetterschächten mit und ohne Einbauten bei verschiedenen Wettermengen und Tilgungszeiten der Abteufkosten

26. — Einteilung der Schachtscheibe. Bei der Einteilung der Schachtscheibe eines Förderschachtes nimmt die für die Fördereinrichtungen notwendige Nutzfläche die bevorzugte Stellung ein. Zur Erreichung eines Höchstmaßes an Schachtförderleistung kommt es in diesem Zusammenhang darauf an, die jeweils größte Nutzfläche für die *Fördertrumme* festzustellen. Als Nutzfläche gilt bei Gestellförderung die Grundfläche der Förderwagenkästen, bei Gefäßförderung die der Gefäße. Das Verhältnis von Förderwagennutzquerschnitt zum Gesamtschachtquerschnitt kann nach den Untersuchungen von H. Schäfer[2] auf 36—43% ge-

[1] Flügge, G.: Die Bestimmung des wirtschaftlichsten Durchmessers von Wetterschächten. Glückauf 1953 S. 149.

[2] Schäfer, H.: Beitrag zur Frage nach der Bemessung von Gestell- und Gefäßförderanlagen in Abhängigkeit der Schachtscheibe. Forschungshefte der GHH, Werk Sterkrade, Reihe Bergbau Heft 1, 1944.

steigert werden, wobei die niedrigen Werte einem Schachtdurchmesser von 6 m und die hohen Werte einem solchen von 8 m entsprechen. Sehr wichtig ist hierbei

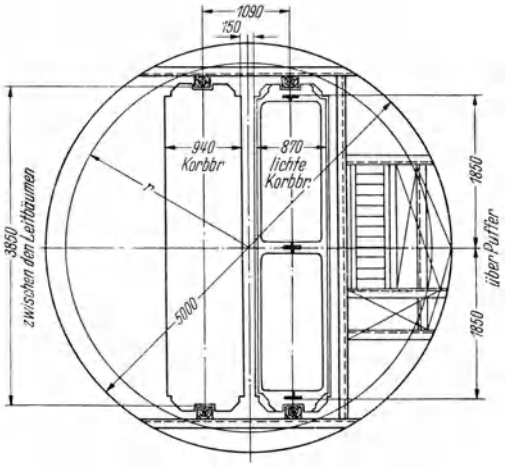


Abb. 19. Einheitsschachtscheibe

eine zweckmäßige Abmessung des Förderwagengrundrisses, dessen Bestwerte bei der Normung der Förderwagen (s. Bd. I) berücksichtigt worden sind. Bei einem

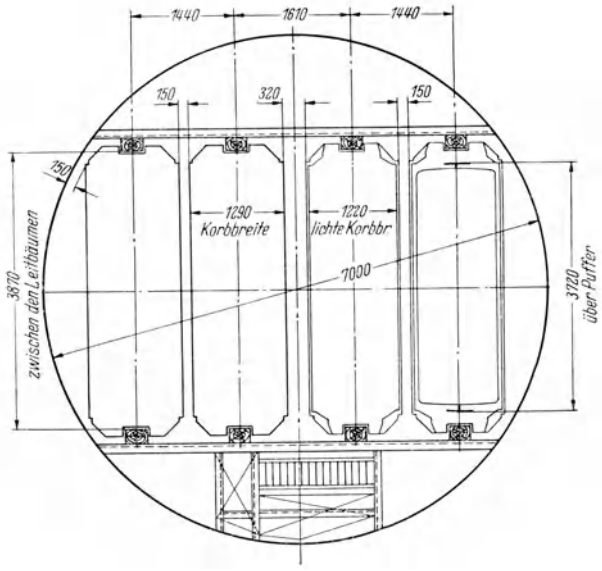


Abb. 20. Schachtscheibe bei Doppelförderung

neuen Förderschacht einer in Betrieb befindlichen Grube muß bei der Einteilung der Schachtscheibe die vorhandene Wagenform zugrunde gelegt werden.

Sollen, wie vielfach notwendig, zwei Förderungen im gleichen Schacht Aufnahme finden und somit die Schachtscheibe vier Fördertrumme enthalten, so können

nur Schmalförderwagen benutzt werden. Sie verdienen im deutschen Steinkohlenbergbau auch deshalb den Vorzug, weil sie geringere Ansprüche an die Streckenbreite stellen als Breitwagen, die im Kalibergbau sowie im englischen und amerikanischen Steinkohlenbergbau mit den dort üblichen breiten Strecken und verhältnismäßig niedrigen Tagesfördermengen häufig zu finden sind. Zur Ermöglichung eines schnellen Wagenwechsels ist bei der Einteilung der Schachtscheibe stets darauf zu achten, daß die Wagen durchgeschoben werden können.

Das *Fahrtrum* kann entweder vor den Förderungen, also an der Kopfseite, oder neben den Fördertrummen an der Breitseite liegen. Eine Reihe betrieblicher Vorteile sprechen meist dafür, es vor die Förderungen zu legen[1]. Einmal können dann die Einstriche für die Verlagerung der Ruhebühnen ausgenutzt werden, zum anderen gewähren die Einstriche einen guten Schutz des Fahrtrums und der sonstigen Einrichtungen, die in dem Schachtteil hinter den Einstrichen untergebracht werden können. Bei Schächten mit nur einer Förderung ist allerdings die Anlage des Fahrtrums an der Kopfseite vielfach nicht möglich. Es sind dann besondere Unterzüge im Abstand der Ruhebühnen zur Aufnahme des Fahrtrums vorzusehen. Die Einstriche haben nur noch die Leitbäume zu tragen und müssen möglichst dicht an die Schachtwand verlegt werden.

Abb. 19 gibt eine Einheitsschachtscheibe nach SCHÄFER für eine Förderung mit 1100 l-Wagen wieder, während Abb. 20 eine Schachtscheibe für eine Doppelförderung mit 4000 l-Wagen zeigt. Aus beiden Abbildungen sind auch die üblichen Mindestabstände zwischen den beiden Förderungen, zwischen den Fördergestellen der gleichen Förderung sowie zwischen den Fördergestellen und dem Schachtausbau zu ersehen.

B. Die Ausrichtung vom Schacht aus

a) Die Sohlenbildung

27. — Grund der Sohlenbildung. Eine Sohle besteht aus einem Netz von *Hauptstrecken,* die in verschiedener Richtung und in verschiedenen Abständen voneinander und grundsätzlich horizontal aufgefahren werden. Sohlen haben die Aufgabe, eine mehr oder weniger stark einfallende Lagerstätte in waagerechte untereinanderliegende Gesteinspakete einzuteilen, in denen Abbau von oben nach unten durchgeführt wird.

Bei der klassischen Einteilung einer Lagerstätte durch Sohlen sind mindestens zwei im Nebengestein aufgefahrene Sohlen notwendig: eine untere, die als Fördersohle, und eine obere, die als Wettersohle, d. h. als Ausziehsohle, bei abfallender Bewetterung aber als Einziehsohle dient.

Bei ganz oder fast söhliger Lagerung und wenn nur eine Lagerstätte oder nur wenige Lagerstätten (Flöze oder Lager) in größerer Entfernung voneinander auftreten, kommt eine Aufteilung der Lagerstätte in seiger untereinanderliegende Abschnitte nicht in Betracht. Jedes Flöz oder jedes Lager bildet alsdann eine Sohle für sich. Es bedeutet dies, daß im Flöz oder im Lager selbst ein Hauptstreckennetz hergestellt wird.

Man kann also eine Sohlenbildung im Gestein und eine Sohlenbildung nach Flözen (Lagern) und damit einen Mehrsohlenbau und einen Einsohlenbau unterscheiden.

28. — Der Einsohlenbau. Die Sohlenbildung nach Flözen oder Lagern ist die einfachste Art der Sohlenbildung. Sie ist zugleich die billigste, da die

[1] SCHÄFER, H.: Beitrag zur Frage nach der Bemessung von Gestell- und Gefäßförderanlagen in Abhängigkeit der Schachtscheibe. Forschungshefte der GHH, Werk Sterkrade, Reihe Bergbau Heft 1, 1944.

Auffahrungskosten der die Sohle bildenden Hauptstrecken, insbesondere wenn es sich um Kohle handelt, wesentlich niedriger sind als im Gestein und nach Fertigstellung des Schachtes sofort mit der Mineralgewinnung begonnen werden kann. Die Auffahrung geht in der Kohle zugleich schneller vonstatten, so daß die Sollförderung einer neuen Grube oder Abteilung eher erreicht werden kann als beim Mehrsohlenbau. Diese Vorteile werden auch dadurch nicht wieder aufgehoben, daß jede Hauptstrecke mindestens doppelt, häufig sogar drei- und vierfach aufgefahren wird, also aus einem Streckensystem von 2, 3 oder 4 parallelen Strecken besteht, die durch Lagerstättenfesten von 5—20 m Breite voneinander getrennt sind. Diese mehrfache Auffahrung ist der Wetterführung wegen erforderlich, da, wie Abb. 21 zeigt und auch aus Abb. 258 zu ersehen ist, mindestens eine Strecke für die Zufuhr der frischen Wetter und mindestens eine weitere Strecke für die Ab-

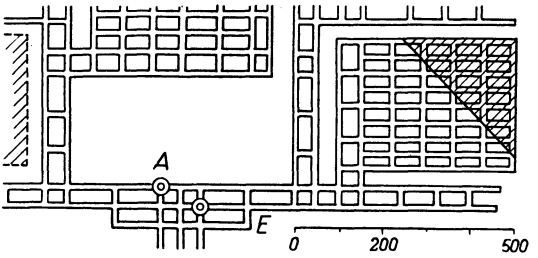


Abb. 21. Ausrichtung beim Einsohlenbau mit Örter- Pfeilerbruchbau einer amerikanischen Steinkohlengrube

führung der verbrauchten Wetter vorhanden sein muß. Ein- und Ausziehströme liegen also dicht zusammen in der gleichen Ebene, so daß die Bildung voneinander getrennter Wetterabteilungen erschwert und Wetterkurzschlüsse begünstigt werden. Auch sind überall dort, wo Ein- und Ausziehströme sich kreuzen, Wetterkreuze einzurichten (Bd. I, S. 679).

Günstige Voraussetzungen für diese Sohlenbildung, also weitgehend söhlige und ungestörte Lagerung, sind z. B. im Kalibergbau des Werragebietes und Neu-Mexikos anzutreffen, im Braunkohlentiefbau, im Doggererzbergbau Süddeutschlands sowie in großem Umfang im Steinkohlenbergbau Nordamerikas und Großbritanniens. Bei mehr oder weniger geneigter und welliger Lagerung wird auch bei geringer Flözmächtigkeit meist noch von dieser Art der Sohlenbildung Gebrauch gemacht, jedoch machen sich dann eine Reihe von Nachteilen immer stärker bemerkbar. Das Auffahren von Strecken im Flöz erfordert, wenn in der Grundrißebene die gerade Richtung eingehalten werden soll, einen fortwährenden Wechsel des Gefälles. Sollen die Strecken mit gleichmäßigem Gefälle aufgefahren werden, so ist häufig ein umfangreiches Nachreißen des Nebengesteins erforderlich. Soll dagegen eine dritte Möglichkeit ausgenützt und innerhalb des Flözes söhlig oder mit gleichmäßigem Gefälle aufgefahren werden, so ist es notwendig, die flachen Sättel und Mulden mit zahlreichen Streckenbiegungen zu umfahren. Wetterführung, Wasserhaltung, vor allem aber die Förderung werden schwieriger. Der britische Steinkohlenbergbau macht daher in den Hauptförderstrecken noch von der Seilförderung (Bd. I, S. 327 ff.) weitgehend Gebrauch, die bei

geringerer Leistungsfähigkeit einen wesentlich höheren Schichtenaufwand je 100 t benötigt als die Lokomotivförderung.

29. — Der Mehrsohlenbau. Ist die Lagerung geneigt oder steil, so versagt der Einsohlenbau. Die Sohlen mit ihren verschiedenen Förder- und Wetterwegen müssen im Gestein hergestellt werden, wobei mindestens zwei Sohlen gleichzeitig betrieben werden: eine untere als Förder- und Wettereinziehsohle und eine obere als Wetterausziehsohle. Aber auch bei flacher, ja söhliger Lagerung ist dieses Ausrichtungsverfahren überall dort zu empfehlen, wo mehrere Flöze in nicht zu großer Entfernung voneinander auftreten. Diese Bedingungen liegen z. B. im kontinental-europäischen Steinkohlenbergbau vor. Das Auffahren von Sohlen im Gestein, in anderen Worten der Mehrsohlenbau, ist hier also auch bei flacher Lagerung üblich und hat sich bewährt. Die zwischen den Sohlen befindlichen Lagerstätten werden dabei durch in der seigeren Ebene gelegene Ausrichtungsbaue gelöst und in Unterabschnitte für den Abbau geteilt. Es ist dies in der flachen Lagerung immer, in der geneigten und steilen Lagerung in den meisten Fällen erforderlich. Solche Ausrichtungsbaue sind Blindschächte (Gesenke oder Aufbrüche), seltener auch einfallende Strecken, die in der Lagerstätte oder im Nebengestein aufgefahren und dann häufig Flöz- oder Gesteinsberge genannt werden.

Die Vorteile der Sohlenbildung im Gestein sind, abgesehen davon, daß sie bei geneigter oder steiler Lagerung die einzig mögliche ist, mehrfacher Art. Einmal kann sie nicht nur für ein Flöz oder Lager, sondern für eine ganze Anzahl von Flözen gleichzeitig dienen. Weiterhin bietet sie die beste Voraussetzung für die Anwendung der leistungsfähigen Lokomotivförderung. Im Steinkohlenbergbau ist die Unterhaltung von Strecken im Gestein wesentlich einfacher als in der Kohle. Auch lassen sich die Ein- und Ausziehwetterströme leichter getrennt halten als beim Einsohlenbau, und es kann sich in Gesteinsstrecken der für die Wetterführung so wichtige Wärmeausgleichsmantel besser bilden.

Freilich sind auch eine Reihe von Nachteilen unverkennbar. Vor allen Dingen nimmt die Ausrichtung wesentlich mehr Zeit in Anspruch, was insbesondere bei Anlage neuer Zechen ins Gewicht fällt und bei in Betrieb befindlichen Zechen eine weitschauende Planung voraussetzt. Die Zeitspanne kann durch erhöhte Auffahrungsgeschwindigkeit verringert werden. Bei Neuanlagen ist in Schachtnähe schon mit dem Abbau zu beginnen. Hierdurch werden bereits frühzeitig Einnahmen erzielt, mit denen die weitere Ausrichtung mindestens teilweise finanziert werden kann. Ein weiterer Nachteil ist, daß die Anlagekosten von Sohlen im Gestein höher als beim Einsohlenbau sind. Es ist daher von ausschlaggebender Bedeutung, den Sohlenabstand so zu wählen, daß die untere Sohle einen ausreichenden Lagerstättenvorrat „einbringt". Als ausreichend ist er zu betrachten, wenn die auf den Lagerstättenvorrat umgelegten Ausrichtungskosten, also die Kosten je t Förderung, in erträglichen Grenzen bleiben. Im Ruhrbergbau betragen sie 4—12% der Gesamtkosten, im Aachener Bezirk 9—12% und in der belgischen Campine 6—8%.

30. — Der Sohlenabstand. Allgemeines. Nächst den Entschlüssen über die Zahl der für eine Zeche erforderlichen Schächte, über ihre Ansatzpunkte

und Durchmesser sind die über die Lage der ersten Sohle und über den Sohlenabstand die nächstwichtigsten. Es ist dies deshalb der Fall, weil der Zuschnitt der Grube dadurch für eine lange Zeit festgelegt wird. Der günstigste Sohlenabstand ist offenbar dann vorhanden, wenn die Summe aller durch ihn beeinflußten Kosten je Tonne Mineral ihren geringsten Wert annimmt. Sie sind infolgedessen in starkem Maße auch vom Mineralvorrat abhängig, der durch die neue Sohle eingebracht wird. Die Kosten umfassen:

1. Die Auffahrungskosten des Hauptstreckennetzes einschließlich des Füllortes, der Kammern und der Blindschächte.
2. Die Unterhaltungskosten dieser Ausrichtungsbaue.
3. Die Förderkosten von Kohle und Material in den Blindschächten.
4. Die Kosten der Hauptschachtförderung.
5. Die Kosten der Wetterführung.
6. Die Kosten der Wasserhaltung.
7. Die durch Verkürzung der reinen Arbeitszeit infolge langer Anfahrwege und klimatischer Schwierigkeiten hervorgerufenen Kosten.

Die Auffahrungskosten des Hauptstreckennetzes werden vom Sohlenabstand beeinflußt, wenn bei Wahl eines größeren Abstandes in der dann größeren Teufe die Strecken mit teurerem Ausbau versehen oder aus klimatischen Gründen mit größerem Querschnitt aufgefahren werden müssen. Doch kann andererseits bei größeren Sohlenabständen jede zweite, dritte oder vierte Sohle eingespart werden.

Die Unterhaltungskosten der Ausrichtungsbaue nehmen bei größerem Sohlenabstand für die einzelne Sohle ebenfalls zu. Es ist dies einmal der Fall, weil der Gebirgsdruck und seine Auswirkungen zunehmen, dann aber auch, weil sich vielfach herausgestellt hat, daß Strecken von sehr langer Lebensdauer zusätzliche Unterhaltungskosten verursachen. Diese Tatsache ist in Betracht zu ziehen, wenn bei vergrößertem Sohlenabstand, aber unveränderter Fördermenge je Jahr die Lebensdauer entsprechend größer wird. — Ohne weiteres ist verständlich, daß die Blindschachtförderkosten zunehmen. Wenn Gestell- oder Gefäßförderung der Wendelrutsche vorgezogen werden, wird auch die Förderleistung vermindert. In den Wendelrutschen vergrößert sich dagegen der Abrieb. — Auch die Hauptschachtförderkosten erhöhen sich, und zwar beläuft sich diese Zunahme je t und 100 m zwischen 400 und 700 m auf etwa 15 Dpf und auf etwa 30 Dpf zwischen 700 und 1000 m Teufe. — Die Zunahme der Wetterführungskosten hängt mit dem wachsenden Widerstand tieferer Haupt- und Blindschächte zusammen. Außerdem kann sich auf der tieferen Sohle die Wettertemperatur so weit erhöhen, daß die 28°-Grenze für zahlreiche oder alle Betriebspunkte überschritten wird und infolgedessen kostspielige Wetterkühlungsmaßnahmen notwendig werden oder die Schichtzeit und damit auch die reine Arbeitszeit verringert werden muß. Gerade diese Auswirkung ist sehr ernst und rechtfertigt zu ihrer Vermeidung im allgemeinen die Wahl eines geringeren Sohlenabstandes.

31. — Der Einfluß des Lagerstättenvorrates und seiner Verteilung in der Senkrechten. Da die Ausrichtungskosten einer Sohle vom Lagerstättenvorrat getragen werden müssen, ist zu verstehen, daß sich ein großer Mineral-

reichtum — übrigens auch seine Zusammendrängung in Schachtnähe, die die Ausdehnung der Ausrichtungsbaue vermindert — auf eine Verringerung der Sohlenabstände auswirkt. Umgekehrt ist es natürlich bei geringem Lagerstättenvorrat.

Deutlich veranschaulicht werden diese verschiedenartigen Verhältnisse durch die Gegensätze zwischen der Gas- und Magerkohlengruppe des Ruhrbezirks. In der Gaskohlengruppe treten verhältnismäßig mächtige Flöze in dichter Aufeinanderfolge in mildem Nebengestein bei vorwiegend flacher Lagerung auf, während die Magerkohlengruppe durch spärliche, großenteils dünne Flöze, feste Gesteinsschichten und überwiegend mittleres und steiles Einfallen gekennzeichnet ist. In der Gaskohlengruppe vereinigen sich also alle Bedingungen, die auf geringe, in der Magerkohlengruppe alle Bedingungen, die auf große Sohlenabstände hinweisen.

Auch ein Vergleich zwischen dem Ruhrbezirk und dem britischen Steinkohlenbergbau ist in dieser Beziehung lehrreich. Die Flözdichte, ausgedrückt in m abbauwürdiger Kohlenmächtigkeit je 100 m Steinkohlengebirge, ist im Ruhrgebiet durchschnittlich 2,5, in Großbritannien 1,5. Im einzelnen beträgt sie im Ruhrgebiet in der Magerkohle 1,2, in der Fettkohle 3,5, in der Gaskohle 2,5 und in der Gasflammkohle 2. In Großbritannien schwankt sie zwischen 0,8 und 2.

Es muß allerdings betont werden, daß keine direkte Proportionalität zwischen Mineralreichtum und Sohlenabstand besteht. In anderen Worten, wenn bei einer Grube A mit einer Flözdichte von 3 m je 100 m ein Sohlenabstand von 120 m sich als der beste herausgestellt hat, ist der zweckmäßigste Sohlenabstand einer Grube mit nur 1,5 m Kohle je 100 m nicht 240 m, sondern wahrscheinlich weniger, z. B. 175 oder 200 m. Höhere Ausrichtungskosten ärmerer Gruben sind eben unvermeidbar.

Die Flözverteilung hat dann einen Einfluß auf den Sohlenabstand, wenn sie unregelmäßig ist. Häufig treten die Flöze in Gruppen auf, die durch mächtigere flözleere Gesteinsschichten voneinander getrennt sind. In solchen Fällen wird man die neue Sohle in mäßigem Abstand unter eine Flözgruppe zu legen versuchen und die flözleere Partie noch nicht durchteufen.

32. — Der Einfluß der Gesteinsbeschaffenheit. Die Gesteinsbeschaffenheit spielt in erster Linie im Steinkohlenbergbau mit seinem unterschiedlichen Nebengestein, weniger dagegen im Erz- und Kalibergbau eine Rolle. Standfester Sandstein ist insbesondere für die Lage des Füllorts, aber auch für die Hauptstrecken weniger standfestem Tonschiefer vorzuziehen. Wenngleich die Auffahrungskosten in Sandstein höher sind, so sind die Unterhaltungskosten geringer und die Betriebssicherheit der betreffenden Grubenbaue höher. Je flacher die Lagerung ist, für einen um so größeren Teil des Hauptstreckennetzes kann dieser Gesichtspunkt Berücksichtigung finden. Bei steiler Lagerung ist dies häufiger nur für das Füllort möglich.

33. — Der Einfluß der Kohlenfrontlänge. Der Einfluß der Kohlenfrontlänge ist im Steinkohlenbergbau abhängig vom Einfallen. Bei söhliger oder wenig geneigter Lagerung ist die Streblänge unabhängig vom Sohlenabstand. Bei steilerem Einfallen ist der Einfluß jedoch beträchtlich. Es kommt darauf an, die Entscheidung darüber zu treffen, ob ein oder mehrere Abbaue in dem von zwei Sohlen begrenzten Flözabschnitt untereinander ein-

gerichtet werden sollen. Wenn die Flöze ein Einfallen von z.B. 40g haben, entsprechen Kohlenfrontlängen von 150 und 200 m einer Seigerhöhe von 85 und 115 m. Der Sohlenabstand könnte dann dem einfachen oder dem doppelten Betrag dieser Seigerhöhe entsprechen. Ein Sohlenabstand von 85 oder 115 m ist gering, hat aber den großen Vorteil, ohne Zwischensohle auszukommen. Die Zufuhr von Bergeversatzmaterial kann in diesem Falle vom Hauptschacht über die Wettersohle erfolgen oder über einen Blindschacht, der in jeder Abteilung die Wettersohle mit der Fördersohle verbindet. Wählt man den Sohlenabstand gleich dem doppelten Betrag der oben angegebenen Seigerhöhen, so muß der Nachteil einer Zwischensohle in Kauf genommen werden.

Ähnlich sind die Verhältnisse in der steilen Lagerung, jedoch mit dem Unterschied, daß man hier weniger häufig von Sohle zu Sohle durchbauen kann. Es wird dies nur bei wenig gestörter Lagerung, also nur dann möglich sein, wenn eine seigere Bauhöhe von mindestens 100 m in einem Schrägbau beherrscht werden kann und ein Abstand von 100 m einen ausreichend hohen Kohlenvorrat einbringt, um die Anlage einer Sohle zu rechtfertigen. In allen anderen Fällen sind Zwischensohlen nicht zu vermeiden. Hierbei sollte jedoch der Grundsatz gelten: „So wenig Zwischensohlen wie möglich", und zwar nicht nur, weil so an Auffahrungskosten gespart wird, sondern weil eine Sohle besser zu überwachen ist als mehrere. Es kann allerdings nicht verkannt werden, daß gestörte Lagerung, kleine Spezialmulden und -sättel, große Flözmächtigkeit und zum Auslaufen neigende Kohle dazu zwingen können, die seigere Bauhöhe zu verringern und damit die Zahl der Zwischensohlen zu erhöhen.

34. — Sohlenabstand im Steinkohlenbergbau. Unter Berücksichtigung der vorausgegangenen Erwägungen herrschen im deutschen und im übrigen westeuropäischen Steinkohlenbergbau in der flachen Lagerung Sohlenabstände von 100—200 m vor. Bei geneigter Lagerung betragen sie 100—150 m, in steiler Lagerung 150—200 m. Die Sohlenabstände sind im Laufe der Entwicklung der Bergtechnik immer größer geworden. Vielfach muß der Sohlenabstand auf Grund eines Ausgleiches zwischen den für die einzelnen Lagerungsgruppen in Betracht kommenden Gesichtspunkten bestimmt werden, und zwar ist dies immer dann der Fall, wenn Flöze verschiedenen Einfallens vorhanden sind. Der Wunsch, die Wettertemperatur unter der für die normale Arbeitszeit gültigen Grenze von 28°C zu halten, führt häufig dazu, einen hohen Sohlenabstand zu vermeiden.

Die zwischen zwei Sohlen aufgeschlossene Fördermenge entspricht in der Regel der Lebensdauer einer Fördersohle von 20—30 Jahren. Sie beläuft sich daher bei einer Zeche von 3000 t Tagesförderung auf rd. 20—25 Millionen t, bei einer Zeche von 9000 t Tagesförderung, die über ein entsprechend großes Grubenfeld oder einen größeren Kohlenreichtum verfügt, auf rd. 60—70 Millionen t.

Es ist möglich, den zweckmäßigsten Sohlenabstand durch Rechnung zu bestimmen. Ein entsprechendes Verfahren hat Cloos[1] angegeben.

[1] Cloos, E.: Berechnung des günstigsten Abstandes der Sohlen und Abteilungsquerschläge. Bergbau-Archiv 1947 Bd. 7 S. 7.

35. — Sohlenabstand im Erzbergbau. Meistens wird der Mehrsohlenbau angewandt. Der Sohlenabstand ist im allgemeinen wesentlich geringer als im Steinkohlenbergbau. Er hängt von der Art sowie von der Festigkeit der Lagerstätte und ihres Nebengesteins und damit vom Abbauverfahren ab. Im Gangerzbergbau sind Abstände von 30—60 m üblich. Sie werden hier meist von der Lebensdauer der Erzrollen beeinflußt. Beim Querbau werden bei steilem Einfallen 30—40 m, bei mittelsteilem 20—25 m bevorzugt. Höher können die Abstände dagegen beim Zwischensohlenbruchbau und beim Blockbruchbau sein. Beim erstgenannten liegen sie im allgemeinen zwischen 60 und 75 m, beim Blockbruchbau zwischen 40 und 150 m.

36. — Sohlenabstand im Kali- und Steinsalzbergbau. Bei söhliger Lagerung wird allgemein von den Vorteilen des Einsohlenbaus Gebrauch gemacht, während größeres Einfallen eine Ausrichtung nach den Grund-

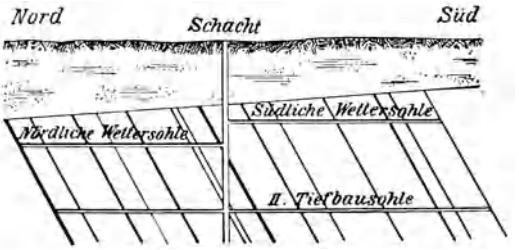


Abb. 22. Anlage der ersten Wettersohle bei verschiedener Mächtigkeit eines wasserführenden Deckgebirges

sätzen des Mehrsohlenbaus erfordert. Auf steil einfallenden Lagern geringer Mächtigkeit, z. B. der hannoverschen Sylvinitwerke, geht man mit dem Sohlenabstand bis auf 200 m [1], bei größerer Mächtigkeit begnügt man sich mit 50—100 m. Für wenig geneigte Lager ist die Frage des Sohlenabstandes am schwierigsten zu lösen. Er beträgt hier etwa 30—60 m.

37. — Wettersohlen. In Steinkohlenbergwerken mit Deckgebirge nimmt die erste Wettersohle eine besondere Stellung ein. Da der Wetterstrom in der Regel aufwärts geführt wird und das Deckgebirge die einfache Abführung der aufsteigenden Wetterströme durch Tagesüberhauen verhindert, muß für die erste Fördersohle eine besondere Wettersohle geschaffen werden. Ist das Deckgebirge wasserführend, so ist es notwendig, unter ihm einen gewissen Sicherheitspfeiler (z. B. den Mergelsicherheitspfeiler im Ruhrgebiet) anstehen zu lassen. Die im Ruhrbezirk gebräuchliche Anlage einer solchen Wettersohle zeigt Abb. 22. In dieser kommt noch das flache, nördliche Einsenken des Mergels zur Geltung, das ein Höherlegen der südlichen Wettersohle zur Folge gehabt hat, weil man bei gleicher Höhe der Wettersohle nach Süden und Norden hin im Süden zu große flache Bauhöhen über der Wettersohle erhalten würde, die nur im sog. „Oberwerksbau" (vgl. Ziff. 54 S. 45) mit verwickelter Wetterführung abgebaut werden könnten.

[1] Spackeler, G.: Lehrbuch des Kali- und Salzbergbaus. Halle: W. Knapp 1957.

Ist das Grubenfeld in querschlägiger Richtung langgestreckt oder steht aus irgendwelchen Gründen der Schacht ziemlich weit nach der südlichen Feldesgrenze hin, so kann auch ein nochmaliges Absetzen des nördlichen Wetterquerschlages zweckmäßig werden. Notwendig wird dies, wo Verwerfungen im Deckgebirge auftreten. Vor Ansetzen der Wettersohle empfiehlt es sich stets, den Verlauf des Deckgebirges durch geophysikalische Untersuchungsverfahren sowie durch Tiefbohrungen möglichst genau festzustellen. Häufig wird auch während des Auffahrens der Wettersohle durch Hochbohrungen die Lage des Deckgebirges erkundet. Diese Hochbohrungen müssen zur Vermeidung von Wasserdurchbrüchen unter Verwendung von Standrohren hergestellt werden.

Ist das Deckgebirge wasserfrei oder besteht es wenigstens in seinem unteren Teil aus wasserstauenden Schichten, so braucht auf einen Sicherheitspfeiler keine Rücksicht genommen zu werden. Man kann dann sogar bei genügender Festigkeit dieser unteren Schichten die querschlägigen und streichenden Wetterstrecken im Deckgebirge oder unmittelbar unterhalb dieser Schichten, also mit Bloßlegung des Deckgebirges in der Firste auffahren.

Die Frage der späteren Wettersohlen beantwortet sich ohne weiteres dahin, daß jede Fördersohle später Wettersohle für die nächstfolgende Fördersohle wird.

b) Ausrichtung in der Sohlenebene

38. — Allgemeines. Die Ausrichtung in der Sohlenebene sieht die Herstellung des zu den Flözen, Lagern oder Gängen und den in ihnen vorgesehenen Abbauen führenden Hauptstreckennetzes vor. Es dient der Mineralförderung, der Zufuhr von Versatzbergen, Maschinen und Materialien, der Wetterführung, der Fahrung, der Ableitung des Wassers, ferner zur Aufnahme aller Energieversorgungsleitungen, also der Rohrleitungen für Nieder- und Hochdruckluft und Wasser sowie der Kabel für die Elektrizität. Im allgemeinen besteht das Hauptstreckennetz aus ein oder zwei im Streichen aufgefahrenen Strecken, den Richtstrecken, und einer größeren Anzahl mehr oder weniger rechtwinklig von ihnen ausgehenden Strecken, den Querschlägen.

39. — Richtstrecken. In der Regel verläuft eine Richtstrecke in Richtung des Streichens. Da sich das Streichen zuweilen ändert und in Spezialmulden und -sätteln sog. umlaufendes Streichen auftritt, ist es möglich, daß eine Richtstrecke teilweise in spitzen oder rechten Winkeln zu dem Streichen der Flöze verläuft (Abb. 23). Sie verliert dadurch nicht den Charakter der Richtstrecke, für den das Generalstreichen maßgebend ist. Die Richtstrecken verbinden die Querschläge mit dem Hauptförderschacht und den anderen Schächten. Sie sind also Sammelstrecken für die von und zu den Querschlägen gehende Förderung, Fahrung und Bewetterung. Wenn die Lagerstätten gleichmäßig über das Grubenfeld verteilt sind und das Grubenfeld im Streichen die größere Ausdehnung hat, kommt man in der Regel mit einer Richtstrecke aus (rechter Teil der Abb. 23). Liegt eine ungleichmäßige Verteilung vor, so können zwei oder mehr Richtstrecken notwendig werden (linker Teil der Abb. 23). Jede von ihnen legt man

möglichst nahe an diese Lagerstättengruppen, um den von ihnen ausgehenden Querschlägen eine geringe Länge zu geben. Bei querschlägiger Streckung des Grubenfeldes sind ebenfalls meist mehrere Richtstrecken notwendig. In diesem Falle dient als Sammelstrecke ein Hauptquerschlag. Da es mehr auf geringe Unterhaltungskosten und die Vermeidung von durch Instandsetzungsarbeiten verursachten Störungen ankommt als auf niedrige Anlagekosten, ist man bestrebt, die Richtstrecken in standfestes Gestein zu legen. Eine Richtstrecke in einem Flöz aufzufahren, ist daher im allgemeinen nicht zu empfehlen.

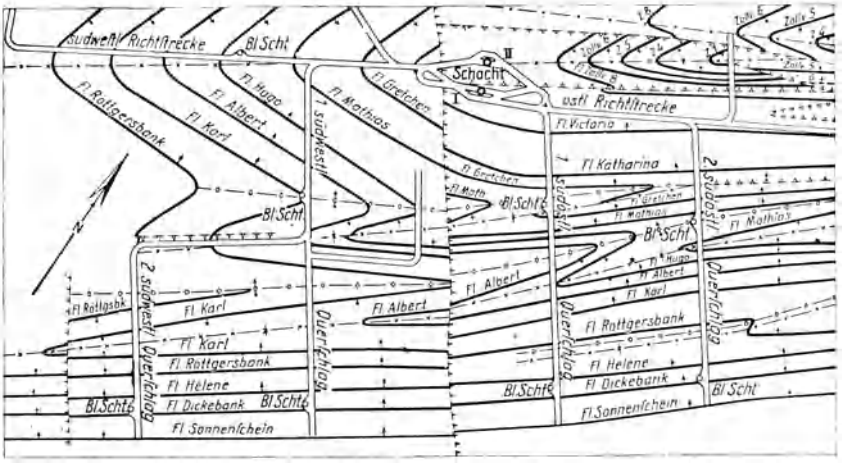


Abb. 23. Ausrichtung einer Ruhrzeche in der Sohlenebene

40. — Querschläge. Querschläge sind quer zum Streichen verlaufende Gesteinstrecken. Bei steiler Lagerung schneiden sie alle Lagerstätten, also die Flöze, Gänge oder Lager. Mit flacher werdendem Einfallen werden z. B. im Flözbergbau immer weniger Flöze geschnitten, bis schließlich bei ungefähr söhliger Lagerung der Fall eintreten kann, daß kein Flöz die Sohlenebene trifft. Aber auch dann sind Querschläge erforderlich, da sie den Ausgang für die anschließende Ausrichtung des zwischen den Sohlen liegenden Gebirges mit in der seigeren Ebene verlaufenden Grubenbauen (s. Ziff. 46) bilden. Man unterscheidet Hauptquerschläge und Abteilungsquerschläge. Ein Hauptquerschlag verbindet das Füllort des Förderschachtes mit der oder den Richtstrecken, während die Abteilungsquerschläge das Baufeld in weitere Bauabteilungen von zweckmäßiger Größe unterteilen.

Auf Grund ihrer Richtung senkrecht zum Streichen verlaufen die Querschläge im allgemeinen parallel zueinander. Es kommen jedoch auch Abweichungen von diesem regelmäßigen Verlauf vor. Diese können. wie die Abb. 24 erkennen läßt, durch die spitzwinklige Richtung von Störungen oder Markscheiden verursacht sein.

41. — Abstand der Querschläge und Größe der Bauabteilungen. Der Querschlagabstand und die Größe der Bauabteilungen stehen zueinander in enger Beziehung. Unter einer Bauabteilung versteht man den zwischen

zwei Hauptsohlen gelegenen Gebirgskörper, dessen Mineralvorrat von dem gleichen Querschlag aus gelöst und durch ihn abgefördert wird. Ihre streichende Erstreckung ist allgemein gleich dem Querschlagabstand. Sie reicht bei einflügligem Abbau von Querschlag zu Querschlag, bei zweiflügligem Abbau liegen die Grenzen benachbarter Abteilungen etwa in der Mitte zwischen den Querschlägen.

Die richtige Wahl des Querschlagabstandes ist für den Zuschnitt einer Sohle von außerordentlicher Bedeutung. Je geringer der Abstand ist, um so mehr erhöht sich die Anzahl der Angriffspunkte für den Abbau, um so mehr wächst aber auch die Zahl der Querschläge, und damit erhöhen sich die Kosten ihrer Auffahrung und Unterhaltung. Auch die Zahl derjenigen Grubenbaue nimmt zu, welche die Lagerstätten von der Sohle aus in seigerer Richtung lösen sollen, wie Blindschächte, Gesteinschwebende oder Bremsberge. Auch die Einrichtungen für die Hauptstreckenförderung werden umfangreicher.

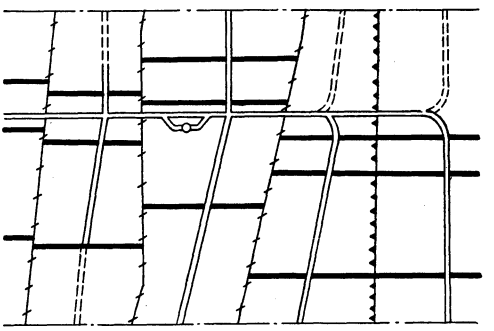


Abb. 24. Beeinflussung der Ausrichtung in der Sohlenebene durch Querstörungen

Je größer anderseits die Abstände gewählt werden, um so geringer werden die Auffahrungs- und Unterhaltungskosten der an Zahl verringerten Ausrichtungsbaue und eine um so längere streichende Baulänge und damit höhere Lebensdauer besitzen die Abbaubetriebspunkte. Diese letztgenannte Tatsache ist von besonderem Vorteil. Einmal verringert sich die Vorrichtung des Abbaus, vor allem aber braucht ein einmal in Betrieb befindlicher Abbaubetrieb, dessen Belegschaft sich an seine besonderen Bedingungen gewöhnt hat, nicht so schnell wieder stillgelegt zu werden. Dieser Vorteil läßt sich allerdings bei geringem Querschlagabstand auch dadurch erreichen, daß die Abbaubetriebe von einem Querschlag über den benachbarten bis zum übernächsten Querschlag zu Felde laufen, sie jedoch mit ihrer Wetterführung und Förderung an den mittleren Querschlag angeschlossen werden. Dieser hat dann nicht zur Schaffung neuer Angriffspunkte gedient, sondern nur als Förder- und Wetterweg.

Je größer der Querschlagabstand ist, um so länger werden die Abbaustrecken und damit die Anforderungen an ihre Unterhaltung und an die Abbaustreckenförderung. Die Wahl geeigneter Ausbauformen und der Übergang zu Stahl als Werkstoff an Stelle von Holz macht es heute möglich, im Steinkohlenbergbau Abbaustrecken von 1000 m Länge und mehr aufrechtzuerhalten. Es ist dies um so eher der Fall, wenn durch erhöhten Abbaufortschritt die Standdauer der Strecken abgekürzt wird. Baut man bei steiler Lagerung zwei benachbarte Flöze gleichzeitig oder in kurzen Abständen hintereinander, so ist es möglich, die Abbaustrecken beider Flöze von Zeit zu Zeit durch Stichquerschläge zu verbinden und die schwieriger aufrechtzuerhaltende Abbaustrecke abschnittsweise abzuwerfen. Allerdings

muß in einem solchen Fall die durchgehende Abbaustrecke einen größeren Querschnitt erhalten, um die Wetterzufuhr für zwei Betriebe übernehmen zu können. — Auch die technischen Mittel der Abbaustreckenförderung, insbesondere die Bandförderung, erlauben es heute, große Abbaustreckenlängen zu beherrschen, so daß Querschlagabstände von 800—1000 m und darüber gewählt werden können.

Ob im Einzelfall solch große Abstände berechtigt, d. h. wirtschaftlich sind, muß genau geprüft werden. Ist insbesondere die Unterhaltung teuer, neigt z. B. bei weichem Nebengestein die Sohle zum Quellen, so wird man sich für geringere Abstände entscheiden. Auch die Gebirgstemperatur und damit die Teufe hat einen entscheidenden Einfluß. Die Wetter pflegen sich in den Abbaustrecken nämlich verhältnismäßig stark zu erwärmen,

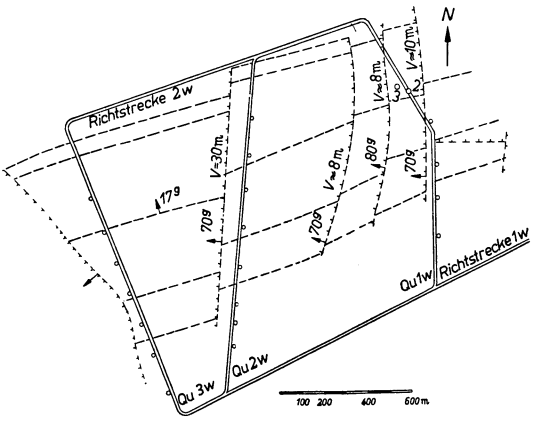


Abb. 25. Beispiel für die Beeinflussung der Lage und des Abstandes der Querschläge durch Störungen

vornehmlich, weil sie in ihnen am Gebirge vorbeistreichen müssen, das erst vor kurzer Zeit entblößt worden ist. Mit zunehmender Teufe wird sich also der Abstand der Querschläge verringern und ihre Zahl erhöhen.

Von erheblichem Einfluß auf den Querschlagabstand ist es auch, ob der Abbau einflügelig oder zweiflügelig geführt wird. In Ziff. 40, S. 242, werden nähere Ausführungen gemacht.

42. — Der Einfluß von Störungen auf den Querschlagabstand. Von den in den vorangegangenen Ziffern behandelten Gesichtspunkten allein kann man sich nur leiten lassen, wenn das Grubenfeld frei von quer oder diagonal verlaufenden Störungen ist oder aber auch dann, wenn der Abstand der Störungen etwa gleich dem ohne sie gewählten Querschlagabstand ist. Bei geringerem Abstand der Störungen verringert sich auch der Abstand der Querschläge, da jede von zwei Störungen begrenzte Scholle in der Regel von einem Querschlag aufgeschlossen werden muß. In diesem Fall wird man zweiflügeligen Betrieb von einem in der Mitte aufgefahrenen Querschlag tunlichst vermeiden, da nach beiden Seiten nur kurze Baulängen zur Verfügung stehen. Es ist dies dadurch möglich, daß man Rückbau und Vorbau miteinander vereinigt oder den Querschlag nicht in der Mitte

zwischen beiden Störungen auffährt, sondern in der Nähe und längs einer der beiden Störungen (Abb. 25).

43. — Lage der Querschläge auf der Förder- und Wettersohle. Da die Querschläge der Fördersohle der Zuführung der Frischwetter, die Querschläge der Wettersohle der Abführung der Abwetter dienen und die Blindschächte in den meisten Fällen in ihrem unteren Teil als Einziehwetterweg oder in ihrem oberen Teil als Ausziehwetterweg benutzt werden, ist es am einfachsten, wenn die Querschläge auf den Förder- oder Wettersohlen übereinanderliegen. Auch zur Erfüllung der Förderaufgaben in den

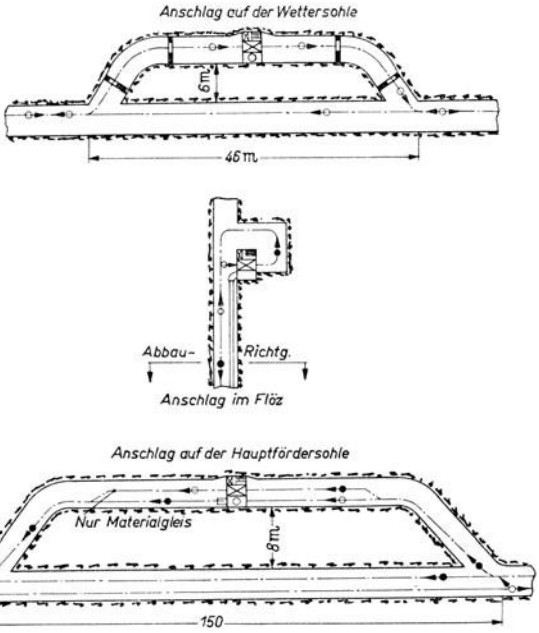


Abb. 26. Anschluß eines Blindschachtes an die Förder- und Wettersohle (Blindschachtachse parallel zur Querschlagrichtung)

Blindschächten ist es am zweckmäßigsten, wenn die Querschläge der Sohlen etwa in der gleichen seigeren Ebene liegen. Diese Forderung ist durchaus noch erfüllt, wenn der im Grundriß gemessene Abstand zwischen beiden Querschlägen etwa 20 m beträgt. Da zur Erleichterung der Abdämmung eines Querschlags im Falle eines Grubenbrandes sowie zur Verminderung der Staubbildung an der Ladestelle ein Blindschacht nicht im Querschlag, sondern grundsätzlich seitlich des Querschlags in einer längeren Umbruchstrecke stehen sollte, kann dann der Anschluß an die Förder- und Wettersohle nach Abb. 26 oder Abb. 27 durchgeführt werden.

Nicht nur für eine, sondern für alle Abteilungen einer Grube ist diesem Grundsatz dann leicht nachzukommen, wenn der Querschlagabstand auf der unteren Sohle der gleiche ist wie auf der oberen Sohle. Soll der Querschlagabstand auf der unteren Sohle jedoch vergrößert werden, so ist das ohne weiteres nur dann zu verwirklichen, wenn der Abstand verdoppelt wird.

Bei einem anderen Ausmaß der Vergrößerung werden nur ein oder wenige Querschläge auf der neuen Sohle genau oder ungefähr unter entsprechenden

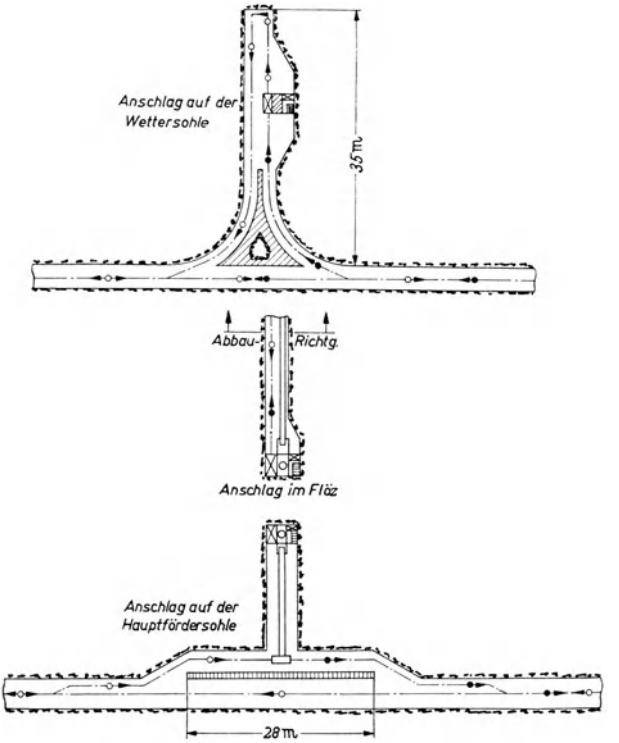


Abb. 27. Anschluß eines Blindschachtes an die Förder- und Wettersohle (Blindschachtachse senkrecht zur Querschlagrichtung)

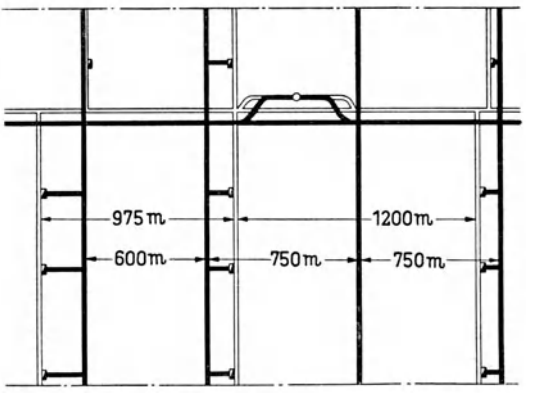


Abb. 28. Beispiel für die Verbindung von Förder- und Wettersohle bei Wahl größerer Querschlagabstände auf der Fördersohle

Querschlägen der alten Sohle liegen, während die anderen in einer weiter abseits gelegenen Ebene aufgefahren werden müssen. Wie Abb. 28 zeigt,

ist es alsdann notwendig, die zur oberen Sohle durchgehenden Blindschächte durch streichende Strecken im Flöz oder Nebengestein mit dem nächsten Querschlag dieser Sohle zu verbinden. Ähnliche Überlegungen gelten für den Fall, daß der Querschlagabstand auf der tieferen Sohle verringert werden soll, um z. B. die Wetter durch kürzere Abbaustrecken und infolgedessen kühler den Abbauen zuführen zu können.

44. — Höhe der täglichen Förderung einer Querschlagabteilung. Je besser die Abteilung und insbesondere die in ihr vorhandenen Fördermittel usw. ausgenützt werden, um so mehr sinken bei im übrigen gleichbleibenden Bedingungen die Kosten je t Kohle. Bei geringer Ausnutzung, d. h. bei niedriger Fördermenge, steigen sie dagegen an. Die eingesetzten Maschinen dürfen allerdings im Durchschnitt nicht bis zum Höchstmaß ihrer Leistungsfähigkeit beansprucht werden, da die gewonnene Mineralmenge im Verlauf der Schicht nicht in regelmäßiger Höhe anzufallen pflegt, so daß bei allem Bestreben nach Erreichung einer hohen Durchschnittsförderung Reserven für die Aufnahme von Förderspitzen eingerechnet werden müssen. Hierbei darf aber andererseits nicht der Fehler einer Überbemessung gemacht werden. Es trifft dies sowohl für die Fördereinrichtungen im Abbau und in der Abbaustrecke als auch zwischen den Sohlen zu.

Eine Grenze wird durch die Lagerungsverhältnisse und durch die Wettermenge gesetzt. Eine hohe Förderung läßt sich bei großer Flözmächtigkeit eher erreichen als bei geringer, bei regelmäßiger Lagerung eher als bei gestörter. Die für die Abbaubetriebspunkte erforderliche Wettermenge soll ohne zu hohe Geschwindigkeit durch den Abteilungsquerschlag zugeführt werden können. Grubengasgefährdung und hohe Gebirgstemperatur erlauben also weniger hohe Fördermengen als methanfreie oder -arme Gruben (s. a. Bd. I, S. 544ff.). Schließlich ist die Beeinflussung des Querschlags und das damit verbundene Ausmaß der Unterhaltungsarbeiten durch eine mehr oder weniger große Anzahl von gleichzeitig betriebenen Abbauen in Betracht zu ziehen. Diese Beeinflussung hängt außerdem von der Entfernung der Abbaue untereinander, vom Querschlag, von der Flözmächtigkeit sowie von der Standfestigkeit des Gebirges ab. Die Förderung je Abteilung sollte in jedem Falle so hoch wie möglich gewählt werden. Im Ruhrgebiet können täglich in der flachen Lagerung 2500 t und darüber, in der steilen Lagerung 1000 t und mehr erreicht werden. Die bisher erreichten Durchschnittswerte sind noch nicht halb so hoch.

c) Die Ausrichtung zwischen den Hauptsohlen

45. — Teilsohlen. Die Ausrichtung durch Hauptsohlen genügt nur dann, wenn im Steinkohlenbergbau bei stark geneigtem oder steilem Einfallen oder im Gangerzbergbau von Hauptsohle zu Hauptsohle durchgebaut werden, d. h. wenn ein Abbaubetriebspunkt von Sohle zu Sohle reichen kann. Häufig ist der Sohlenabstand hierfür zu groß und eine Unterteilung des zwischen den Hauptsohlen liegenden Gebirgskörpers wird notwendig. Sie geschieht durch Teilsohlen, zu denen schon in Ziff. 33, S. 27, einige Bemerkungen gemacht worden sind.

Im *Steinkohlenbergbau* wird jede Teilsohle einer Abteilung durch einen Teilsohlenquerschlag, auch Ortsquerschlag genannt, ausgerichtet. Richt-

strecken fehlen in der Regel, so daß die einzelnen Ortsquerschläge der verschiedenen Abteilungen nicht miteinander verbunden sind, es sei denn, daß eine Abbaustrecke von einer Abteilung zur anderen durchgeht. Ein anderer Unterschied zwischen einer Teilsohle und einer Hauptsohle besteht darin, daß eine Teilsohle in den verschiedenen Abteilungen nicht in der gleichen Teufe zu liegen braucht. Auf Grund einer andersartigen Ausbildung der Lagerstätte können in der einen Abteilung nur eine Zwischensohle, in einer anderen zwei oder mehrere Zwischensohlen notwendig sein. In der flachen und mäßig geneigten Lagerung macht man von eigentlichen Zwischensohlen keinen Gebrauch, da die Ortsquerschläge zu lang werden würden. Die den Streb begrenzenden Abbaustrecken gehen hier unmittelbar von den Blindschächten aus. Nur in der Nähe von Störungen tritt die Notwendigkeit ein, die Flözenden durch kurze Stichquerschläge an die Blindschächte anzuschließen (Abb. 29).

Im *Erzbergbau* spielen Teilsohlen eine große Rolle beim Abbau mächtiger steilstehender Lagerstätten mit Hilfe des Querbaus und Teilsohlenbaus. Auch im *Kalibergbau* macht man bei steiler Lagerung von ihnen Gebrauch.

Die Teilsohlen müssen für die Förderung, Fahrung und Wetterführung unter sich und mit den Hauptsohlen verbunden werden. Es kann dies durch einfallende Strecken geschehen, die in der Lagerstätte (z. B. im Flöz) oder im Liegenden aufgefahren und Förderberge, Bandberge oder Bremsberge genannt werden. Im westeuropäischen Steinkohlenbergbau ist jedoch an deren Stelle der Blindschacht getreten, der auch in anderen Bergbauzweigen Eingang gefunden hat. Als Blindschächte werden alle Schächte bezeichnet, die nicht zutage ausgehen.

46. — Ausrichtung durch Blindschächte in flacher Lagerung. Die Ausrichtung flach gelagerter Flöze durch Blindschächte hat die Aufgabe, die Flöze in Bauabschnitte von geeigneter Größe zu unterteilen. Bei streichendem Strebbau ergibt sich daraus bei ungestörter flacher Lagerung als Regel, daß

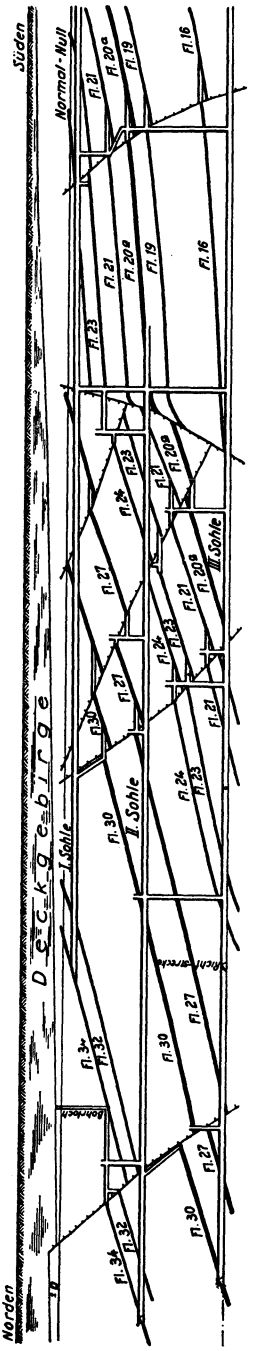


Abb. 29. Ausrichtung in der Senkrechten bei gestörter flacher und mäßig geneigter Lagerung

der Abstand der Blindschächte von der Streblänge oder, genauer, von der *flachen Bauhöhe* der Streben abhängt. Streblänge und flache Bauhöhe sind gleich, wenn der Kohlenstoß des Strebs genau im Einfallen verläuft, also die kürzeste Entfernung der beiden zum Streb gehörenden

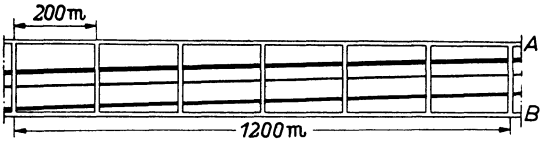


Abb. 30. Ausrichtung mit von Sohle zu Sohle durchgehenden Blindschächten bei ungestörter flacher Lagerung

Abbaustrecken darstellt. Die Entfernung der Blindschächte ist gleich der flachen Bauhöhe, wenn die Flöze söhlig liegen. In allen anderen Fällen ist sie gleich der Projektion der flachen Bauhöhe auf die Sohlenebene. Die Bemessung der Streblänge ist also auch wegen ihrer Verknüpfung mit der

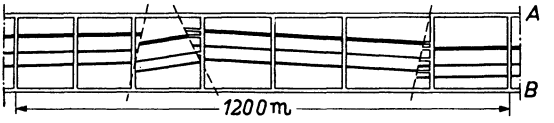


Abb. 31. Ausrichtung mit von Sohle zu Sohle durchgehenden Blindschächten bei gestörter flacher Lagerung

Lage und Zahl der Blindschächte eine wichtige Entscheidung (vgl. Ziff. 11, S. 207). In Abb. 30 beträgt der Abstand 200 m, so daß bei einem 1200 m langen Querschlag 7 Blindschächte notwendig sind. Die Blindschächte werden zweckmäßig mit dreistelligen Zahlen bezeichnet, von denen die erste

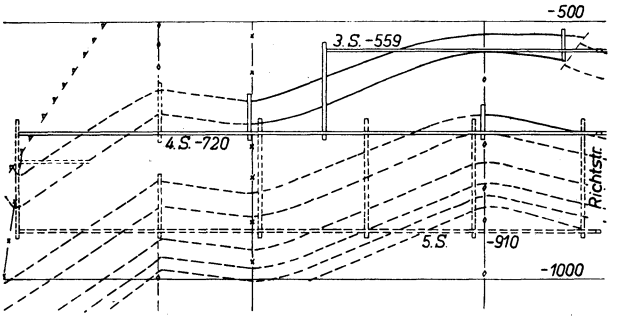


Abb. 32. Ausrichtung mit Blindschächten bei wechselndem Einfallen

Ziffer die Fördersohle, die zweite die Abteilung und die dritte die Nummer des Blindschachtes in dieser Abteilung angibt.

Störungen erhöhen zumeist die Zahl der Blindschächte. Beispiele zeigen die Abb. 29 und 31.

In den Abb. 30 und 31 gehen alle Blindschächte von Sohle zu Sohle durch. Es ist dies jedoch keineswegs immer der Fall. Insbesondere bei etwas

geneigter Lagerung und bei Vorhandensein von Störungen genügen, wie die Abb. 32 und 33 veranschaulichen, kürzere Blindschächte. Ein besonderer Fall der Einsparung von Blindschachtlängen ist in Abb. 34 wiedergegeben. Der einzige durchgehende Blindschacht durchschneidet die Flöze etwa in der Sattellinie. Er dient zur Materialförderung und Mannschaftsfahrung sowie in seinem oberen Teil als Ausziehwetterweg. Die übrigen drei Blindschächte haben einen geringeren Querschnitt und sind mit Wendelrutschen ausgerüstet. Zwei von ihnen (2 und 3) verbinden lediglich die drei Flöze untereinander, während der Blindschacht 1 außerdem bis zur unteren Sohle reicht. Am Fuße dieses Blindschachtes befindet sich die Hauptladestelle, die nacheinander für je drei Streben in den Flözen A, B und C dient. Nur für die vierten und untersten Streben der Flöze A und B ist noch eine weitere Ladestelle einzurichten. Den geschilderten Vorteilen — kürzere und engere Blindschächte sowie weniger Ladestellen — steht jedoch bei dieser Art der Ausrichtung ein Nachteil gegenüber. Er besteht darin, daß sehr lange Aufhauen in jedem der drei Flöze während des Abbaus eines jeden Flözes auf-

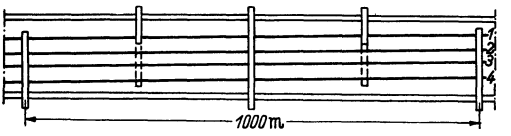


Abb. 33. Ausrichtung unter Einsparung von Blindschachtlängen in der flachen Lagerung

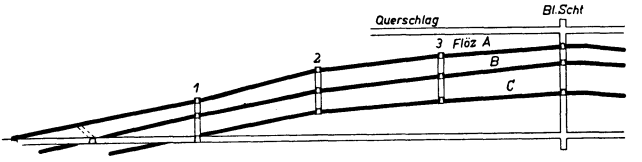


Abb. 34. Ausrichtung unter Einsparung von durchgehenden Blindschächten in geneigter Lagerung

rechterhalten werden müssen. Diese Aufhauen dienen der Wetterabfuhr zum Hauptblindschacht, der Materialzufuhr sowie der Kohlenabförderung der beiden oberen Strebgruppen bis zum Blindschacht 1.

47. — Ausrichtung durch Blindschächte in geneigter und steiler Lagerung. Die Aufgaben der Blindschächte sind in halbsteiler und steiler Lagerung grundsätzlich die gleichen wie in der flachen. Jedoch bestehen in ihrer Lage, Anordnung und ihrer Beziehung zu den Flözen einige wesentliche Unterschiede. Sie dienen, wie Abb. 35 zeigt, einer größeren Anzahl von Flözen. Weiterhin gehen die Abbaustrecken nicht unmittelbar von ihnen selbst aus, sondern von den Ortsquerschlägen der Teilsohle. Die Zahl der Blindschächte einer Abteilung ist daher in der steilen Lagerung meist geringer als in flacher Lagerung. Statt 7 Blindschächten im Fall der Abb. 30 genügen bei etwa gleicher querschlägiger Erstreckung der Abteilung in Abb. 35 nur zwei. Sie brauchen nur durch einige kurze Aufbrüche oder

Gesenke zur Lösung von Mulden oder zur Ausrichtung an Verwerfungen ergänzt zu werden.

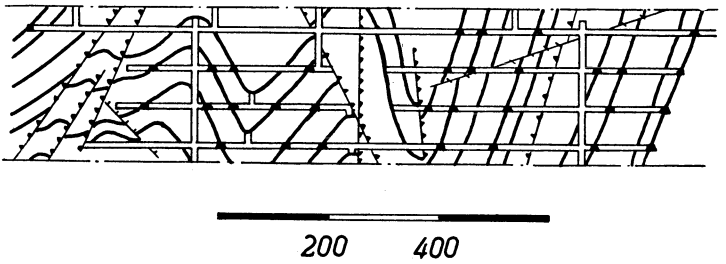


Abb. 35. Ausrichtung mit Blindschächten in steiler Lagerung

Bei der in Abb. 35 wiedergegebenen Flözdichte legt man die Blindschächte mitten in die Flözgruppen, wobei man sich bei der Bestimmung ihrer

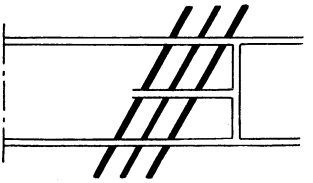


Abb. 36. Blindschacht im Liegenden einer Flözgruppe

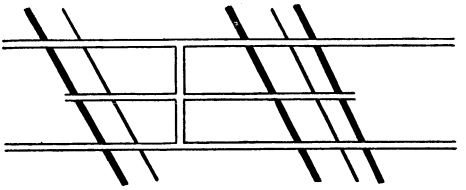


Abb. 37. Blindschacht im flözleeren Teil zwischen zwei Flözgruppen

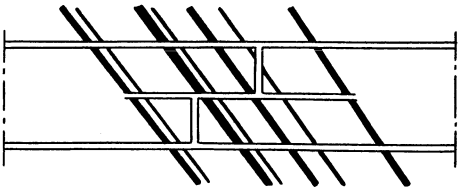


Abb. 38. Ausrichtung einer Flözgruppe durch einen abgesetzten Blindschacht

Lage von mehreren Gesichtspunkten leiten läßt. Einer davon ist die Möglichkeit, die Flözteile in geeignete Abbaustreifen einteilen zu können. Dies ist der Grund, weshalb der eine der beiden Blindschächte in einen Sattel gesetzt worden ist. Weiterhin spielt das Nebengestein eine Rolle, das in

der Umgebung des rechten Blindschachtes besonders standfest ist. Schließlich soll die auf den Ortsquerschlägen an beiden Seiten der Blindschächte zu verrichtende Förderarbeit etwa gleich sein.

Handelt es sich um die Ausrichtung kleinerer Flözgruppen, so tritt der Gesichtspunkt, die Blindschächte vor Abbauwirkungen zu schützen, in den Vordergrund. Sie werden alsdann zweckmäßig im Liegenden der Flözgruppe

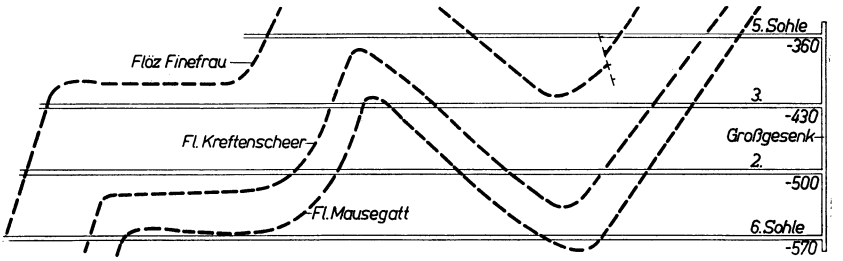


Abb. 39. Ausrichtung einer gefalteten Flözgruppe durch einen Großblindschacht

oder im flözleeren Teil zwischen zwei Flözgruppen angeordnet (Abb. 36 und 37). Die Ausrichtung einer gefalteten Flözgruppe durch einen Großblindschacht gibt Abb. 39 wieder, während die Ausrichtung eines gefalteten und von Verwerfungen zerrissenen Flözes in Abb. 40 gezeigt ist.

Die Ausrichtung durch einen „abgesetzten Blindschacht", d. h. in Wirklichkeit durch zwei jeweils nur bis zur Teilsohle reichende Blindschächte, gibt Abb. 38 wieder. Dem Nachteil zweier Blindschachtfördereinrichtungen

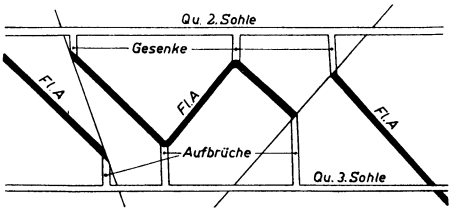


Abb. 40. Ausrichtung von nicht bis zur Sohle reichenden Flözteilen durch Blindschächte

und ihrer Bedienung steht der Vorteil gegenüber, daß keiner der beiden Blindschächte von einem bauwürdigen Flöz geschnitten wird. Außerdem ist zu beachten, daß die kürzeren Blindschächte keinen Zwischenanschlag haben, eine Förderung mit zwei Gestellen in ihnen also einfacher einzurichten ist.

48. — Ausrichtung durch Blindschächte ohne Teilsohle. In stark geneigter und steiler Lagerung besteht bei einem Sohlenabstand von etwa 100 m bei wenig gestörter Lagerung die Möglichkeit, ein Flöz von Sohle zu Sohle durchzubauen. Blindschächte zur Unterteilung der seigeren Bauhöhe sind also nicht notwendig. Und doch wird man mindestens einen Blindschacht je Abteilung vorsehen. Er wird stets zur Fahrung benötigt und in allen den Fällen, in denen das Bergeversatzmaterial über die untere,

d. h. die Fördersohle zugeführt wird, auch zur Förderung der Versatzberge, die dann über den Wettersohlenquerschlag zu den einzelnen Abbaubetriebspunkten verteilt werden.

49. — Ausrichtung durch Gesteins- und Flözberge. Als *Gesteinsberg* bezeichnet man eine mit bis 35g Neigung im Gestein aufgefahrene Förderstrecke. Man macht von diesem Ausrichtungsbau Gebrauch, wenn die zu überwindende seigere Teufe gering ist, d. h. etwa 40 m nicht übersteigt, größere Fördermengen aufwärts zu fördern sind und zu diesem Zweck Stromfördermittel, wie Gurt- oder Trogförderer, in Frage kommen (Abb. 41). Es ist dies z. B. dann der Fall, wenn Versatzberge zu der Kopfstrecke eines Sohlenstrebs in einem sehr flach einfallenden Flöz zu fördern sind oder Kohlen aus einem Unterwerksbau zur Fördersohle.

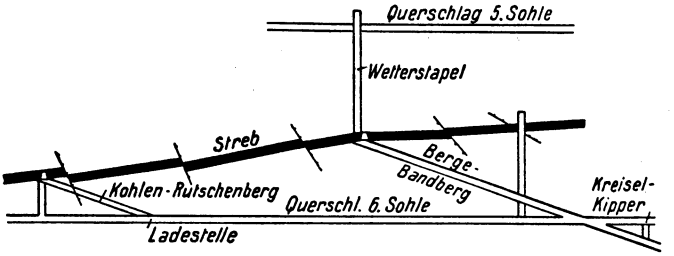


Abb. 41. Lösung von Flözteilen durch Gesteinsberge

Flözberge sind im Flöz verlaufende geneigte Strecken. Sie können den gleichen Zwecken oder sonstigen gelegentlichen Aufgaben, wie z. B. der Wetterführung oder Materialzufuhr, dienen. Da sie an das geringe Einfallen der Flöze gebunden sind, werden sie meist länger als die Gesteinsberge. Ihre Unterhaltungskosten und zuweilen auch ihre Auffahrungskosten sind daher höher als die der Gesteinsberge.

50. — Unterwerksbau und Oberwerksbau. Vorbemerkung. Während in der Regel der Abbau zwischen einer Fördersohle und einer Wettersohle stattfindet und das gewonnene Mineral abwärts zur Fördersohle gelangt, ist beim Unterwerksbau sowie beim Oberwerksbau der Weg der Förderung ein anderer. Beim Unterwerksbau findet die Gewinnung unterhalb der Fördersohle statt und das gewonnene Mineral muß zu ihr aufwärts gefördert werden. Oberwerksbau ist dagegen in der Regel ein Abbau oberhalb der Wettersohle. Das Mineral wird dann aus dem Abbau abwärts zur Wettersohle gebracht.

Auch in der Wetterführung unterscheiden sich diese beiden Bauarten. Beim Unterwerksbau bestehen zwei Möglichkeiten. Die eine ist dadurch gekennzeichnet, daß die Wetter von der Fördersohle abwärts den Bauen zugeführt werden und sie im Abbau aufwärts der Fördersohle wieder zuströmen. Es ist dies der sog. *ungelöste Unterwerksbau*. Die zweite Möglichkeit besteht in der Zufuhr der Wetter von einer unteren Sohle. Es ist dies beim *gelösten Unterwerksbau* der Fall. Der Oberwerksbau ist stets ungelöst, da die Frischwetter dem Abbau von unten zugeführt werden und auch nach unten wieder zurückkehren müssen. Den gewöhnlichen, zwischen einer Förder- und

einer Wettersohle stattfindenden Abbau könnte man infolgedessen als gelösten Oberwerksbau bezeichnen. Auch Zwischenwerksbau wird er zuweilen genannt.

Beim Unterwerksbau ist schließlich noch ein Unterschied hinsichtlich des Umfanges zu machen, in dem er betrieben wird. Demgemäß spricht man von gelegentlichem und planmäßigem Unterwerksbau.

51. — Der gelegentliche Unterwerksbau. Der gelegentliche Unterwerksbau beschränkt sich auf solche Fälle, in denen es sich um einzelne Flözstücke handelt, deren Ausrichtung in der üblichen Weise unverhältnismäßig kostspielig wäre. Abb. 42 zeigt z. B. bei a eine Flözgruppe in der Nähe der Markscheide, deren Ausrichtung von der unteren Sohle aus zu einem sehr langen Querschlag nebst einem Aufbruch nötigen würde. Bei b handelt es sich um eine flache Mulde, deren Tiefstes dicht unter der oberen, also in großem Abstand von der unteren Sohle liegt und bei c um ein durch eine Verwerfung in geringer Teufe unter der oberen Sohle abgeschnittenes Flözstück.

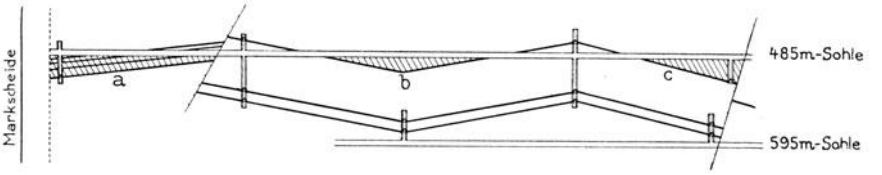


Abb. 42. Beispiel für gelegentlichen Unterwerksbau (Bereich des Unterwerksbaus schraffiert)

In allen diesen Fällen wird der ungelöste Unterwerksbau angewandt. Die Frischwetter fallen hierbei von der Einziehsohle (Hauptfördersohle) durch ein Gesenk oder einen sonstigen nach unten führenden Grubenbau einem tiefsten Punkt zu, um von diesem aus die Betriebspunkte des Unterwerks in Richtung nach oben bestreichen zu können. Als verbrauchte Wetter kehren sie zur Fördersohle zurück und müssen alsdann auf kürzestem Wege der Ausziehsohle zugeleitet werden. Die hierbei bestehende Gefahr eines Wetterkurzschlusses ist durch Wettertüren und sonstige geeignete Maßnahmen zu vermeiden.

Abb. 43 zeigt einen ausgedehnten Unterwerksbau in der steilen Lagerung. Durch die Grubenbaue soll später der unter der 330-m-Sohle umgehende Unterwerksbau von der in Auffahrung befindlichen tiefsten Sohle gelöst werden. Zur Zeit fallen die Wetter noch in dem Fördergesenk 1 ab, gelangen über die Örter zu den Abbaubetrieben und werden schließlich durch Baue, die nicht in der Profilebene liegen, dem Blindschacht 2 zugeführt, der in die Wettersohle mündet.

Unterwerksbaue können außer durch Blindschächte durch geneigte Strecken im Flöz oder Gestein oder durch seigere und schräge Grubenbaue gemeinsam ausgerichtet werden. In flacher Lagerung wählt man bei Teufen bis zu 40 m unterhalb der Fördersohle gern geneigte Strecken, damit zur Förderung bis zur Sohle Stromfördermittel benutzt werden können. Dies empfiehlt sich besonders bei großen Fördermengen.

Abb. 44 zeigt bei c einen Bandberg, der unter 35 g angesetzt ist und 65 m Teufe einbringt. Diese Neigung stellt nahezu die erreichbare Grenze dar. Als Fördermittel kommen in einem solchen Fall nur Tragbandförderer mit aufgesetzten Rippen in Frage, die das Rückwärtsgleiten des Fördergutes verhindern. Im geplanten Bandberg d mit 15 g Neigung ist gerade noch ein Gummigurtband verwendbar. Dagegen sind die Bandberge a und b für

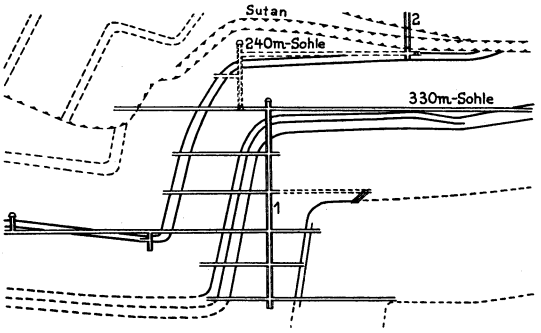


Abb. 43. Ausgedehnter Unterwerksbau in steiler Lagerung

Stahlgliederbänder aufgefahren worden (22 g und 24 g). Die Bandberge b und c werden über die Sohlen hinausgeführt und münden in Bunker über der Ladestelle. Zwischen den Blindschächten 1 und 2 wird gelöster Unterwerksbau mit Frischwetterzufuhr durch Blindschacht 1 von der 820 m-Sohle her betrieben. Die 700 m-Sohle ist ebenfalls Frischwettersohle bis zur Wetterschleuse im Querschlag des jeweils unter der 700 m-Sohle betriebenen Unterwerksbaus. Der große Abstand von 400 m zwischen der Ladestelle und dem

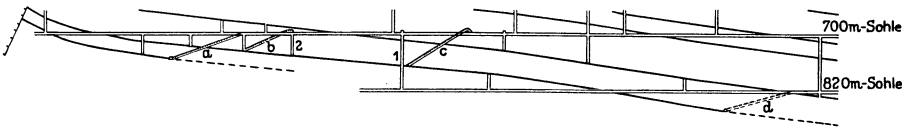


Abb. 44. Bandberge beim Unterwerksbau

Abwetterblindschacht 2 ermöglicht eine ausreichende Aufstellung von Leerwagen feldwärts der Ladestelle und an der anderen Seite des Blindschachts die Errichtung einer Wetterschleuse, in der ebenfalls lange Züge Platz finden können.

52. — Der planmäßige Unterwerksbau besteht darin, den gesamten bis zu etwa 50 m unterhalb der Fördersohle anstehenden Kohlenvorrat zu dieser Sohle aufwärts zu fördern. Es geschah dies früher häufig, um den Abstand zur nächsten Sohle zu erhöhen und damit ihre Ausrichtung später beginnen zu können. Angesichts der Nachteile des Unterwerksbaus überhaupt sowie der inzwischen erzielten Fortschritte in der Zwischensohlenförderung, von denen die Wendelrutsche besonders erwähnt sei, ist planmäßiger Unterwerksbau heute im allgemeinen nicht mehr zu empfehlen.

53. — Vor- und Nachteile des Unterwerksbaus. Der wesentliche Vorteil des Unterwerksbaus besteht in der Ersparnis von Ausrichtungskosten oder zum mindesten in der Ersparnis von Zeit zur Durchführung umfangreicher Ausrichtungsarbeiten. Daher ist gelegentlicher Unterwerksbau durchaus vertretbar und, z. B. in der Zeit des Übergangs zu einer tieferen Fördersohle, vielfach auch nicht zu vermeiden. Wenn der unterhalb einer Fördersohle noch vorhandene Kohlenvorrat die Ausrichtung einer neuen Sohle nicht mehr rechtfertigt, ist sogar planmäßiger Unterwerksbau gerechtfertigt.

Anderseits sind eine Reihe von Nachteilen nicht zu verkennen. Hierzu gehört außer den Erschwernissen der Wetterführung die Notwendigkeit, eine Sonderwasserhaltung zu betreiben, die um so kostspieliger wird, je wasserreicher das Gebirge ist. Auch ist die Bildung von Standwasser in den verlassenen Unterwerksbauen nach Beendigung des Abbaus nicht zu vermeiden. Am unangenehmsten ist jedoch in der Regel die Beeinflussung der Hauptfördersohle durch den unter ihr umgehenden Abbau. Besonders leiden die Ladestellen, deren Vorzieher und Kettenbahnen gegen Gefälleänderungen sehr empfindlich sind. Die Benutzung von Großförderwagen ist erschwert und die Weiterbenutzung vorhandener Fahrdrahtlokomotiven unmöglich.

54. — Der Oberwerksbau. Als Oberwerksbau bezeichnet man einen Abbau oberhalb einer Hauptsohle, falls keine Verbindung von diesem Abbau zu einer höheren Sohle besteht. Hierbei kann es entweder zu teuer oder aber überhaupt unmöglich sein, eine solche Verbindung herzustellen. Letzteres ist der Fall, wenn es eine höhere Sohle gar nicht gibt. Im Gegensatz zum Unterwerksbau wird beim Oberwerksbau die Kohle zur Hauptsohle herabgefördert. Die Wetter werden dagegen von der Einziehsohle zunächst aufwärts zum Oberwerksbau geführt. Hierbei kreuzen sie im allgemeinen den Abwetterweg. Vom Abbau gelangen sie zur Wettersohle. Sofern in Oberwerksbauen Vollversatz notwendig ist, müssen die Berge in Blindschächten, Gesteins- oder Flözbergen hochgefördert werden, weil keine Möglichkeit der Bergezufuhr von oben besteht.

Der Oberwerksbau kann zwischen der Wetter- und der Fördersohle oder — was meistens der Fall ist — oberhalb der Wettersohle betrieben werden. Im ersten Fall wird man ihn nur dann anwenden, wenn ein Flöz oder eine Flözgruppe dicht über der Hauptfördersohle einen Sattel bildet, so daß das Abteufen von einem oder mehreren Blindschächten von der oberen Sohle, die die Wetterabfuhr und die Bergezufuhr zu übernehmen hätten, zu teuer würde. Diese Lage des Oberwerksbaus findet man heute selten, sondern bevorzugt, selbst unter Aufwendung erhöhter Kosten, die normale Ausrichtung. Der Oberwerksbau oberhalb der Wettersohle wird dagegen des öfteren angewendet. Die Gründe hierfür sind in der Tatsache zu sehen, daß bei der Auffahrung der ersten Wettersohle der Verlauf des Deckgebirges oft nicht hinreichend genau bekannt ist, so daß zwischen Wettersohle und Deckgebirge ein größerer Abstand aus sicherheitlichen Gründen eingehalten wird. Auch kommt es vor, daß Sprünge das Deckgebirge nach oben verwerfen und höhere Kohlenvorräte als vermutet oberhalb der Wettersohle anstehen. In solchen Fällen wird man die Kohlen oberhalb der Wetter-

sohle bis zum Deckgebirgssicherheitspfeiler noch abbauen und sich hierzu gezwungenermaßen des Oberwerksbaus bedienen. Er unterliegt besonderen bergpolizeilichen Vorschriften, die sich vor allem auf die Bewetterung sowie auf die Elektrifizierung beziehen, da diese nur im einziehenden Wetterstrom

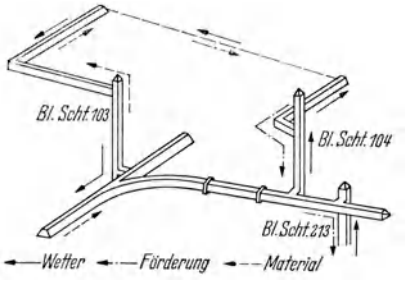


Abb. 45. Ausrichtung eines oberhalb der Wettersohle gelegenen Flözabschnittes als Oberwerksbau

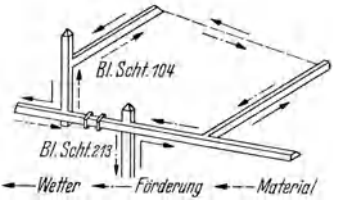


Abb. 46. Ausrichtung eines die Wettersohle schneidenden Flözabschnittes als Oberwerksbau

gestattet ist. Auch dürfen nur Akkumulator- oder Druckluftlokomotiven verwendet werden. Beispiele für die Ausrichtung oberhalb der Wettersohle gelegener Flözabschnitte zeigen die Abb. 45 und 46.

Abb. 47 zeigt die Ausrichtung eines Oberwerksbaues in einem staffelartig gestörten Gebirgsteil, in dem das Deckgebirge zweimal durch einen Sprung verworfen ist. Die Wetter ziehen auf der 2. Sohle ein und gelangen durch

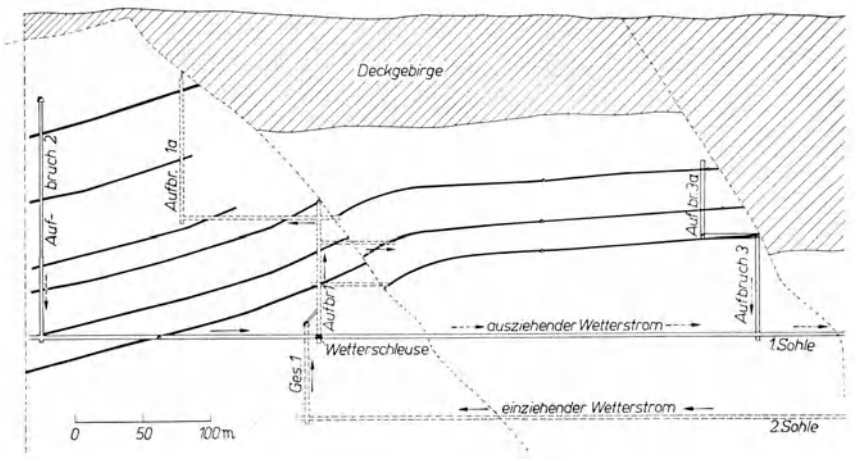


Abb. 47. Ausrichtung einer Flözgruppe im Oberwerksbau bei staffelartig verworfenem Deckgebirge

Gesenk *1*, Aufbruch *1* und Aufbruch *1a* zu den Abbauen, in denen sie abwärts zum Aufbruch *2* geführt werden und schließlich die 1. Sohle, die Wettersohle, erreichen. Die Kohle aus den Streben nimmt den gleichen Weg wie die Abwetter. Auf der 1. Sohle besteht zwischen dem Querschlag und Aufbruch *1* eine Verbindungsstrecke, die mit einer Wetterschleuse mit Mannlöchern versehen ist. Die Förderung in der Strecke und ein längeres Offen-

stehen ist damit unterbunden. In der Scholle zwischen den beiden Störungen wird ebenfalls Oberwerksbau betrieben. Die Wetter werden hierzu von Aufbruch *1* durch Verbindungsquerschläge, die jeweils die Störung durchörtern, zu den Streben geleitet, hier aufwärts geführt und erreichen in abwärts gerichtetem Strom durch die Aufbrüche 3a und 3 die 1. Sohle.

C. Das Herstellen der Ausrichtungsbaue[1]

a) Das Auffahren von Gesteinstrecken

55. — Vorbemerkung. Das Auffahren von Gesteinstrecken geschieht allgemein unter Zuhilfenahme der Schießarbeit. Sie durch einen Zerkleinerungsvorgang auf vollmechanischem Wege, also durch Vortriebsmaschinen allein herzustellen, wie dies bei Strecken in der Kohle und auch im Salz bereits hin und wieder durchgeführt wird, ist in härterem Gestein noch nicht gelungen[2]. Bei der Anwendung der Schießarbeit sind außer dem Bohren und Schießen, d. h. dem Laden, Besetzen, Abtun und Beräumen, die Wegfüllarbeit, das Ausbauen sowie die Ausführung von Nebenarbeiten zu unterscheiden. Es kommt darauf an, für die einzelnen Arbeitsvorgänge technisch und wirtschaftlich geeignete Mittel zu wählen, sie durch einen zweckmäßigen Arbeitsablauf miteinander zu verbinden und die notwendige Belegung festzusetzen. Dieses Zusammenspiel bezeichnet man als „Organisation". Vom Auffahren „von Hand" pflegt man zu sprechen, wenn zwar Bohrmaschinen benutzt, als Bohrhilfen jedoch nur Bohrstützen oder Bohrsäulen (Salzbergbau) verwandt werden. Die Anwendung von Lademaschinen entspricht einer Teilmechanisierung, während zusätzlich noch durch Bohrwagen sowie entsprechend schwere und leistungsfähige Bohrmaschinen eine Vollmechanisierung des Gesteinsbetriebes erreicht werden kann. Der Ausbau der Gesteinstrecken wird im Abschnitt „Grubenausbau" behandelt.

56. — Schnelles Auffahren von Gesteinstrecken. Allgemeines. Das teil- oder vollmechanisierte Auffahren von Gesteinstrecken verdient vor dem Auffahren von Hand aus mehreren Gründen grundsätzlich den Vorzug: 1. es ist billiger, 2. wegen der wesentlich höheren Auffahrleistungen wird Zeit und daher an Zinsen gespart, ein Gesichtspunkt, der insbesondere bei Entwicklung neuer Schachtanlagen von großer Bedeutung ist und 3. die menschliche Arbeitskraft wird geschont.

57. — Bohrarbeit. Hand- und Säulen-Drehbohrmaschinen finden in milden und mittelharten Gesteinen, wie z. B. Tonschiefer, Kalk, Gips, vor allen Dingen aber im Salz- und Kalibergbau Anwendung. Im Steinkohlen- und Erzbergbau werden fast nur Schlagbohrmaschinen, bei größerem Streckenquerschnitt im zunehmenden Maße Drehschlagbohrmaschinen benutzt. Über die Gesichtspunkte zur Auswahl der für die ver-

[1] Mit Ausnahme der Haupt- und Blindschächte, denen ein besonderer Abschnitt gewidmet ist (S. 82 ff.).

[2] Versuch mit einer Großlochbohrmaschine zum Auffahren von Strecken im Eisenerzbergbau. Erzmetall 1954 S. 127.

schiedenen Aufgabenbereiche geeigneten Maschinenarten sind in Band I nähere Ausführungen gemacht worden, ebenso über die Art und Form der Bohrschneiden. Hier seien noch über den Druckluft- und Spülwasserdruck sowie über die Vorschubkraft einige ergänzende Mitteilungen gemacht.

Es ist selbstverständlich, daß der *Druckluftdruck* nicht unter 4 atü absinken darf. Andererseits ist durch eine Erhöhung des Drucks mittels vor Ort aufgestellter Zwischenverdichter auf 6—7 atü eine um so größere Steigerung des Bohrfortschritts zu erreichen, je härter das Gestein ist. Je höher der Druckluftdruck ist, um so mehr nimmt allerdings der Verschleiß der Bohrmaschine zu. Der *Spülwasserdruck* soll 4—5 atü nicht übersteigen, in jedem Fall jedoch 1 atü niedriger sein als der Druckluftdruck.

Von erheblichem Einfluß auf den Bohrfortschritt ist auch die *Vorschubkraft*. Sie sollte mit dem Gewicht des Bohrhammers, der Härte des Gesteins und der Höhe des Druckluftdrucks zunehmen. Hierbei ist jedoch zu beachten, daß es jeweils einen Bestwert der Vorschubkraft gibt. Er liegt für die leistungsfähigen mittelschweren Bohrhämmer und in mittelhartem Gestein bei 60 bis 80 kg. Diese Kraft kann mit Bohrhammerstützen nur beim Bohren sohlennaher Löcher oder, allgemein ausgedrückt, nur bei einem Aufstellwinkel unter 40 g erreicht werden.

Schwere Hämmer sind daher nur mit *Bohrwagen* oder ähnlichen Einrichtungen zu benutzen. Für die hohen Vorschubkräfte von 1000 kg und mehr, wie sie Drehschlagbohrmaschinen benötigen, sind sie überhaupt unerläßlich. Ein weiterer Vorteil der Bohrwagen ist, daß sie ein günstigeres Verhältnis von Netto- zum Bruttobohrfortschritt ermöglichen, da die Bohrnebenzeiten (für Bohrmeißel- und Gestängewechsel sowie Ölen) und die Bohrhilfszeiten (Umsetzen von Loch zu Loch, Anbohren) kürzer zu sein pflegen. Bei Bohrhämmern mit Bohrstütze ist das Verhältnis 1:0,7—1:0,5. Bemerkt sei schließlich, daß ein Bohrwagen nur dann wirtschaftlich arbeitet, wenn ein Mindestvortrieb je Tag erreicht wird. Er beträgt 3—4 m bei Bohrwagen mit Drehschlagbohrmaschinen. Diese Werte sind nur zu erreichen, wenn Lademaschinen die Wegfüllarbeit besorgen. Es ist jedoch umgekehrt durchaus möglich, Lademaschinen zu benutzen und auf Bohrwagen zu verzichten, dann allerdings einen weniger hohen Vortrieb in Kauf zu nehmen.

58. — Schießarbeit. Über die Schießarbeit, die Gesichtspunkte zur Wahl des Einbruchs, der Abschlaglänge, der Sprengstoffart und der Zündfolge sind in Band I ausführliche Darlegungen gemacht worden. Hier sei noch ergänzend bemerkt, daß neben den anderen auch der Großlocheinbruch Bedeutung gewinnen wird[1]. Auch beim Laden und Besetzen der Schüsse muß Zeit eingespart werden. Es kann dies bei großen Schußreihen durch Einsatz von zwei Schießmeistern geschehen. Ferner hat sich die Benutzung von 25—50 cm langen Patronen an Stelle von kürzeren bewährt. Den Besatz schneller einzubringen, ist noch nicht gelungen. Besatzschläuche schließen das Bohrloch nicht dicht genug ab. Das Einblasen von Besatz hat sich als zu umständlich erwiesen.

[1] Fischer, G.: Betrachtungen zur Schießarbeit beim Gesteinstreckenvortrieb. Glückauf 1954 S. 1111; — ferner E. Morhenn: Das Auffahren von Strecken im Steinkohlen- und Erzbergbau ohne Einbruch nach dem Parallelbohrlochverfahren. Nobelhefte 1956 S. 233 u. Glückauf 1957 S. 545.

Als *Sprengstoff* ist der jeweils wirtschaftlichste zu wählen. In hartem Erz oder Sandstein werden mit den kräftigen Ammongeliten, in weicherem Gestein mit dem billigeren Donarit die besten Erfolge erzielt. Auf Schlagwettergruben steht die Sicherheit im Vordergrund, so daß, wenn die Verwendung von Wettersprengstoffen vorgeschrieben ist, die Schießarbeit nicht nur durch den schwächeren Sprengstoff, sondern auch durch die Höchstlademenge und in besonderen Fällen durch die Vorschrift, nur mit Momentzündern zu schießen, sehr erschwert wird. Hier kann die Verwendung ortsfester Schießdämme die Benutzung kräftiger wirkender Sprengstoffe und Zeitzündung möglich machen[1]. — Eine Zeitersparnis wird auch durch die Verwendung fahrbarer Schießbunker sowie durch das Nebelschießverfahren (Bd. I, S. 712) erreicht.

59. — Wegfüllarbeit. Die Mechanisierung der Ladearbeit sollte grundsätzlich angestrebt werden, und zwar um so eher, je größer der Streckenquerschnitt ist. Aber auch bei kleinen Streckenquerschnitten des Erzbergbaus führen sich Lademaschinen mehr und mehr ein[2]. Die möglichen Zeitersparnisse sind sehr bedeutend, wenn man bedenkt, daß je Mann von Hand nur 1—1,2 rm^3/h weggefüllt werden können und selbst bei Strecken von 3—4 m Sohlenbreite und zwei Gleisen kaum mehr als 3 bis 4 Mann gleichzeitig laden können. Mit Lademaschinen können dagegen 20—50 rm^3/h weggefüllt werden. Bei guter Maschinenwartung, schnellem Wagenwechsel und zweckmäßig geschossenem Haufwerk sind auch noch höhere Werte zu erreichen.

60. — Organisation. Unter der „Organisation eines Streckenvortriebes" versteht man die Auswahl der Ortsbelegschaft nach Zahl und Eignung, die Festlegung des Betriebsablaufes, d. h. der richtigen Aufeinanderfolge und des regelmäßigen Ineinandergreifens der Arbeitsvorgänge sowie die Auswahl und Bereitstellung aller erforderlichen Betriebsmittel.

Die Zahl der je Abschlag erforderlichen Schichten richtet sich nach der Größe des Streckenquerschnitts, nach den Arbeitsbedingungen, zu denen in erster Linie Härte und Standfestigkeit des Gesteins, Temperatur und Feuchtigkeitsgehalt der Wetter gehören, und nach dem Grad der Mechanisierung. Die Größe der Gesamtbelegung je Tag ergibt sich dann aus der Zahl der täglichen Abschläge. Über deren Länge ist in Bd. I auf S. 200 Näheres mitgeteilt worden.

Die Belegschaft des Streckenvortriebs kann auf ein oder mehrere Drittel verteilt sein. Die Stärke jedes Drittels pflegt bei Ausbruchquerschnitten von 12—16 m^2 und Handbetrieb 3—7 Mann und bei teil- oder vollmechanisiertem Vortrieb 7—10 Mann zu betragen. Eine Belegung auf nur ein oder zwei Dritteln ist nur noch bei Handbetrieb zu vertreten. Aber auch hier sind drei oder vier Drittel die Regel, da nur dann ein oder in günstigen Fällen zwei Abschläge hereinzugewinnen sind. In teil- und vollmechanisierten Betrieben sollte dagegen stets auf drei oder auf vier Dritteln gearbeitet werden, da sonst die Ausnutzung des teuren Maschinen-

[1] Hugo, C.: Die Entwicklung des Schießens hinter Schießdämmen. Glückauf 1953 S. 57.

[2] Fritzsche, H.: Neueste Erfahrungen mit Lademaschinen auf Grube Maubacher Bleiberg. Erzmetall 1956 S. 168.

parks nicht ausreichend wäre. Hierbei bietet die Belegung auf vier Dritteln den Vorteil der größten Ausnutzung, während bei drei Dritteln Arbeitspausen während der Seilfahrt eintreten, es sei denn, ein Teil der Leute arbeitet in „versetzten Schichten". Letzteres hat allerdings den Nachteil, daß die Güterförderung durch zahlreiche Seilfahrten zu verschiedenen Zeiten gestört wird und auch eine zeitweilige Überbelegung vor Ort eintreten kann. Diese Organisationsform wird daher vielfach abgelehnt.

Wird nur ein Abschlag je Tag, sei es auf drei oder vier Dritteln, hereingewonnen, so spielen sich die Arbeitsvorgänge Bohren, Schießen, Wegfüllen und Ausbauen einschließlich Nebenarbeiten hintereinander ab. Bei zwei Abschlägen je Tag ändert sich der Betriebsablauf grundsätzlich, weil mehrere dieser Arbeitsvorgänge gleichzeitig ausgeführt werden müssen. So fällt z. B. das Bohren zusammen mit Ausbauen und Nebenarbeiten in die erste Schicht, an deren Ende auch geschossen wird, und die Wegfüllarbeit mit einem Teil der Ausbauarbeit in die zweite Schicht. Wird dagegen je Drittel ein ganzer Abschlag hereingewonnen, so müssen sich die Arbeitsvorgänge noch stärker überschneiden.

Eine Kernfrage, insbesondere bei teil- und vollmechanisierten Vortrieben, ist, ob der rhythmische oder nichtrhythmische Betriebsablauf zu bevorzugen ist. Da mit beiden Organisationsformen vorzügliche Leistungen erreicht werden können, müssen die Vor- und Nachteile beider Verfahren, ähnlich wie beim schnellen Abbaustreckenvortrieb, in jedem Einzelfall erwogen werden.

Der *rhythmische Betriebsablauf* setzt eine weitgehende Unabhängigkeit der Leistung der Bohr- und Lademaschinen von der Art des Gesteins voraus. Der Zeitplan für einen Abschlag ist daher auf die schwierigsten Bedingungen abzustellen, da andernfalls der Rhythmus nicht gewahrt bleiben kann. Günstige geologische Verhältnisse oder gute Betriebsbedingungen können nicht voll ausgenützt werden, da der Betriebsablauf an die geplante Abschlagzahl gebunden ist und die Vortriebsleistung ungefähr gleichbleibt.

Der *nichtrhythmische Betriebsablauf* erlaubt dagegen günstige Gebirgsverhältnisse zu besonders hohen Vortriebsleistungen auszunützen. Es ist dies allerdings nur bei einer Belegschaft möglich, deren Mitglieder mit allen vorkommenden Arbeiten vertraut sind. Das setzt aber eine lange Einarbeitungszeit voraus. Weiterhin ist eine gleich starke Belegung auf allen Schichten erforderlich, was wiederum die Notwendigkeit nach sich zieht, durch Betriebs- und Arbeitsablaufstudien zu klären, ob die Belegschaft zu jeder Zeit voll beschäftigt ist. Schließlich ist ein Nachteil des nichtrhythmischen Betriebes seine größere Abhängigkeit von der Streckenförderung und anderen Betriebsvorgängen der Grube, da Leerwagen und Material zu wechselnden Zeiten gebraucht werden und nicht jeweils in der gleichen Schicht mit Bergen aus dem Gesteinstreckenvortrieb gerechnet werden kann. Der nichtrhythmische Betriebsablauf stellt daher besonders hohe Anforderungen an Aufsicht und Betriebsleitung.

Außer den „großen" und mechanisierten Arbeitsvorgängen verdienen auch die Arbeitsvorgänge Beachtung, die sich nicht mechanisieren lassen. W. MÜLLER[1] weist darauf hin, daß durch kleine Vereinfachungen bedeutende

[1] MÜLLER, W.: Gesteinstreckenvortriebe mit hohen Auffahrleistungen. Glückauf 1954 S. 1140.

Zeitgewinne möglich sind. Hierzu gehören z. B. das Einbringen des Ausbaus unter Benutzung der Lademaschine oder des Bohrwagens als Arbeitsbühne, die Verwendung von Fahrten und Gerüsten aus Leichtmetall, ein schnelles Absaugen oder Niederschlagen der Schießschwaden und des Gesteinstaubes usw. Alles erforderliche Handwerkszeug muß griffbereit und stets an der gleichen Stelle zu finden sein. Schließlich sei betont, daß es zu einer guten Organisation gehört, daß die Maschinen in ihrer Leistungsfähigkeit aufeinander und auch auf die Länge des Abschlags abgestimmt sein müssen. Auch dürfen sich Lademaschinen und Bohrwagen gegenseitig nicht behindern. Sie müssen mit geringem Aufwand in die Arbeits- und Ruhestellung gebracht werden können.

61. — Beispiele von Gesteinstreckenvortrieben von Hand. Die Verbreitung des Gesteinstreckenvortriebs von Hand nimmt ab, spielt aber immer noch eine Rolle. Er wird auch in Zukunft noch angewandt werden, z. B. wenn es sich um

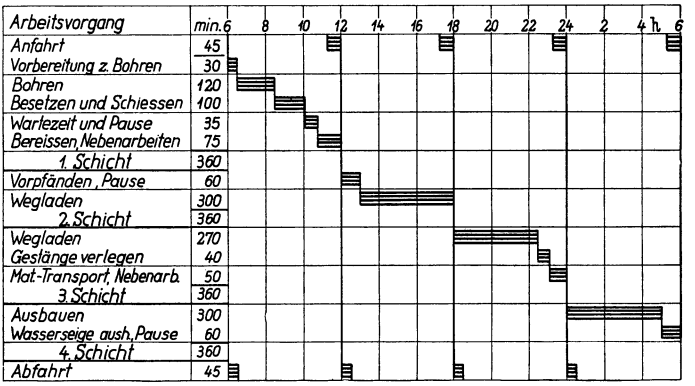


Abb. 48. Beispiel für den Betriebsablauf beim Auffahren einer Gesteinstrecke von Hand und Belegung auf vier Dritteln

kurze Strecken oder um solche von geringem Querschnitt handelt oder wenn örtliche Gründe die Benutzung einer Lademaschine zeitweise unmöglich machen, wie starker Wasserzufluß oder Kurven beim Stoßschaufellader. Auch etwaige Schwierigkeiten, die großen beim schnellen Vortrieb anfallenden Bergemengen unterzubringen, können von Einfluß sein. In Ländern mit niedrigen Löhnen gebietet die Wirtschaftlichkeit, dem Vortrieb von Hand den Vorzug zu geben.

Abb. 48 zeigt als Beispiel einen Betriebsablaufplan für eine Strecke von 14 m^2 Ausbruchquerschnitt, die in Sandschiefer aufgefahren und mit Stahlbögen ausgebaut werden soll. Es ist täglich ein Abschlag vorgesehen, ein Ziel, das sich bei vier Drittel Belegung zu je 4 Mann und einer Abschlaglänge von 1,8 m erreichen läßt.

In der 1. Schicht wird gebohrt, geschossen und beräumt. Bei 2,2 Löchern je m^2 Ausbruchfläche errechnen sich etwa 30 Löcher, die 54 Bohrmetern entsprechen. Bei Annahme einer reinen Bohrleistung von 25 cm/min und einer Bruttobohrleistung von 15 cm/min beläuft sich die Bohrzeit bei Einsatz von 3 Bohrhämmern auf 5400 cm: 3×15 cm/min = 120 min.

Die 2. Schicht beginnt nach dem Vorpfänden mit dem Wegfüllen. Als Leistung kann 1,1 rm^3 je Mann und Stunde angenommen werden. Bei einer Schüttungszahl von 1,7 rm^3/fm^3 errechnet sich bei 4 Mann die Gesamtladezeit je Abschlag zu $14\ m^2 \times 1{,}8\ m \times 1{,}7\ rm^3/fm^3$: $4 \times 1{,}1\ rm^3/Mh$ = 9,7 h = 585 min. 300 min stehen in der 2. Schicht für die Ladearbeit zur Verfügung.

In der 3. Schicht wird das noch verbleibende Haufwerk in 285 min weggefüllt und das Gestänge verlegt.

Die 4. Schicht ist der Ausbauarbeit, d.h. dem Stellen von 2 Ausbaurahmen, und Nebenarbeiten gewidmet.

Der monatliche Vortrieb beträgt 45 m und die Leistung 1,6 fm^3 je MS.

Abb. 49 gibt den Betriebsablaufplan eines Gesteinstreckenvortriebs von Hand bei dreischichtiger Belegung und vier Mann je Schicht wieder. In Tonschiefer ist bei etwa 14 m^2 Ausbruchquerschnitt eine tägliche Vortriebsleistung bis 2,5 m, in Sandschiefer bis 2 m erreichbar.

62. — Beispiele von teil- und vollmechanisierten Vortrieben. Bei der Organisation von mechanisierten Streckenvortrieben ist davon auszugehen, daß sich die zu einem Abschlag gehörenden Arbeitsvorgänge entweder in 12 Stunden oder in 6 Stunden abwickeln. Bei 12 Stunden werden demnach bei vier Dritteln Belegung zwei Abschläge täglich hereingeholt. Werden nur 6 Stunden für einen Abschlag benötigt, so können bei einer Belegung mit drei Dritteln drei, bei einer Belegung mit vier Dritteln vier Abschläge hereingewonnen werden. Bei einer Ab-

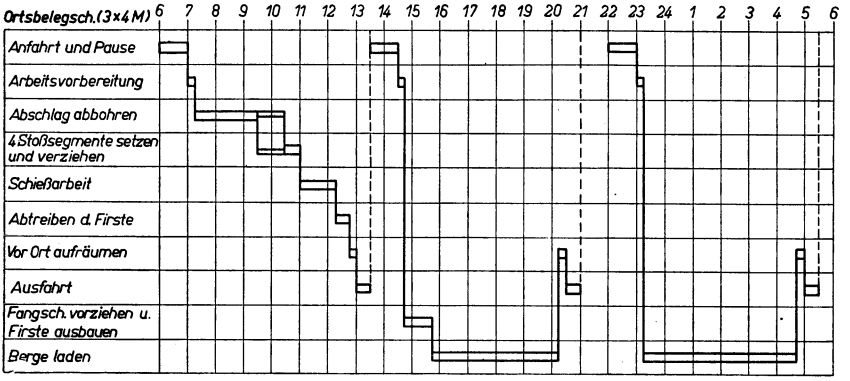


Abb. 49. Beispiel für den Betriebsablauf beim Auffahren einer Gesteinstrecke von Hand und Belegung auf drei Dritteln

schlaglänge von 2 m ergeben sich somit monatliche Vortriebsleistungen von 100 m, von 150 m oder von 200 m. Hinzugefügt sei jedoch, daß auch, wenn etwa 7,5 Stunden für einen Abschlag notwendig sind, drei Abschläge je Tag vorgetrieben werden können, allerdings unter der Voraussetzung, daß die einzelnen Arbeitskolonnen für die verschiedenen Arbeitsvorgänge versetzt anfahren. Ist die Abschlaglänge wesentlich größer als 2 m, was sich insbesondere bei Einsatz eines Bohrwagens sehr empfiehlt, so ist es wegen der vermehrten Bohr- und Ladearbeit bisher erst selten möglich gewesen, den Vortrieb auf vier Abschläge je Tag abzustellen. Aber auch bei nur zwei Abschlägen von je 3,5 m Länge lassen sich monatliche Vortriebsleistungen von 175 m erzielen.

Beträgt die Zeit für einen Abschlag 2×6 Stunden, so steht die erste dieser beiden Schichten für das Bohren und Schießen zur Verfügung sowie für Nebenarbeiten, wie Verlängern der Rohrleitungen und Verlegen des Gestänges. Die Benutzung eines Bohrwagens ist möglich, aber nicht notwendig, da 3—4 Stunden für das Bohren der erforderlichen Löcher auch dann ausreichen, wenn nur mit Bohrhammerstützen und mittelschweren Bohrhämmern gearbeitet wird. Bei einer Bruttobohrleistung in Sandschiefer von 12 cm je Minute, ist ein Loch von 2,4 m in 20 Minuten gebohrt, so daß 40 Löcher 800 Arbeitsminuten benötigen, d. h. bei 4 Bohrhämmern 200 Zeitminuten. Eine etwa nach dem Schießen verbleibende Restzeit kann zum Vorpfänden ausgenützt werden.

Die zweite Schicht ist die Wegfüll- und Ausbauschicht, wobei für die Wegfüllarbeit mit Lademaschinen 3 Stunden angesetzt werden sollen. Mit dem Ausbauen

kann schon während des Wegfüllens begonnen werden. — Außerdem empfiehlt es sich, in der Bohrschicht noch zwei Leute zusätzlich zum Verlängern des Gestänges und sonstigen Nebenarbeiten einzusetzen. Abb. 50 gibt den Betriebsablauf eines teilmechanisierten Streckenvortriebs wieder. Er ist mit 4×5 Mann belegt und zusätzlich mit 2 Schienenlegern und 2 Schlossern. Es werden zwei Abschläge je Tag hereingeholt, deren Länge je nach Gesteinsart und Querschnitt 2—3 m beträgt, so daß sich ein Gesamtvortrieb von 4—6 m je Tag ergibt.

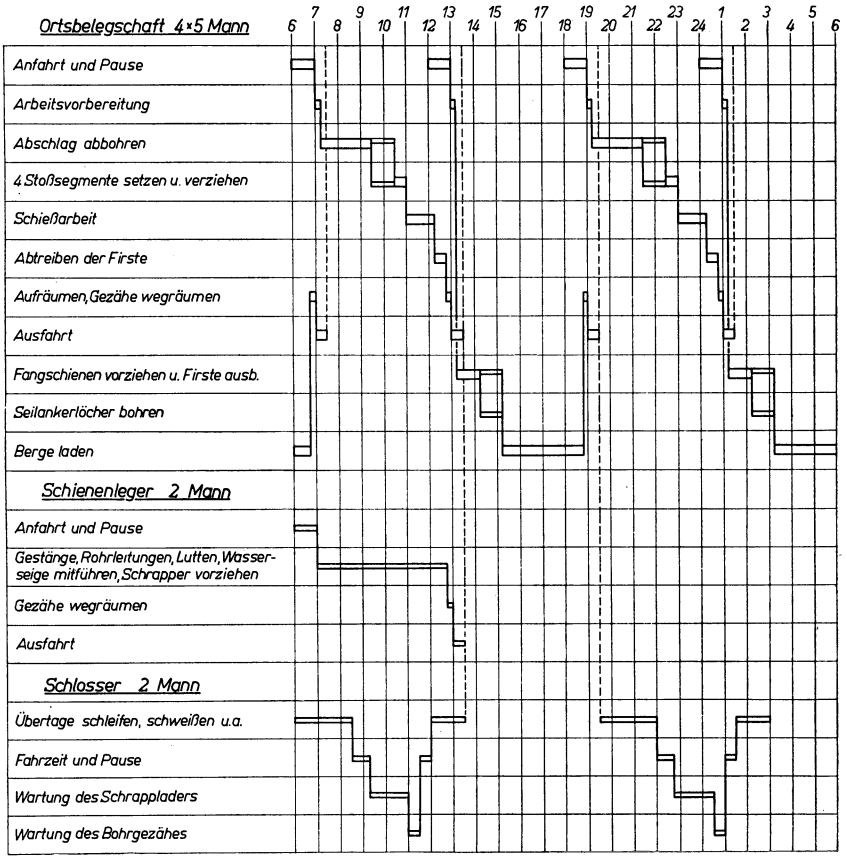


Abb. 50. Beispiel für den Betriebsablauf eines teilmechanisierten Gesteinstreckenvortriebes (Belegung auf vier Dritteln)

Soll ein Abschlag schon in 6 Stunden hereingewonnen werden, so ist es zunächst nötig, die Bohrarbeit entscheidend zu verkürzen, und zwar auf etwa 2 Stunden. Es ist dies durch Erhöhung des Preßluftdrucks mit Hilfe von Zusatzverdichtern, bei größeren Querschnitten auch durch Einsatz eines 5. Bohrhammers oder aber — insbesondere bei Abschlägen von mehr als 2 m — durch Bohrwagen und überschwere Bohrhämmer oder Drehschlagbohrmaschinen möglich. Auf den Zechen Viktoria (Saar) und Friedrich Heinrich sind mit 4 überschweren Bohrhämmern Bohrleistungen von 160—190 Bohrmeter in etwa 2 Stunden im Dauerbetrieb erreicht worden, also je Hammer und Stunde 20—24 m. Eine Haufwerksmenge von 60 m³ kann ein Wurfschaufellader in 2—2,5 Stunden bewältigen. Ist bei größeren Abschlaglängen und Querschnitten der Haufwerksanfall größer, so sind zwei

Wurfschaufellader oder ein Stoßschaufellader einzusetzen. Mit letzterem können nach dem Vorbild der Zeche Friedrich Heinrich im Dauerbetrieb 60 m³ je Stunde geladen werden. — Der Betriebsablaufplan eines vollmechanisierten Streckenvortriebs der Zeche Friedrich Heinrich ist in Abb. 51 wiedergegeben.

63. — Kosten des Gesteinstreckenvortriebs. Die Kosten je Meter Gesteinstrecke setzen sich aus den Arbeitskosten, aus den Maschinenmieten, Sprengstoffkosten sowie aus den Materialkosten für den Ausbau, für das Gestänge usw. zusammen. Letztere schwanken je nach dem Querschnitt, nach der Ausbauart und bei Stahlausbau je nach dem Abstand der Rahmen und der Schwere des Profils. Es seien daher hier nur die Arbeitskosten sowie die Maschinenmieten berücksichtigt. Beim Vortrieb von Hand sind entsprechend einer Leistung von etwa 1—1,5 fm³/MS die Arbeits-

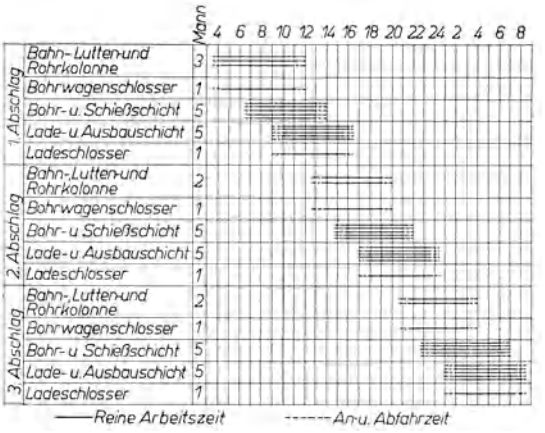


Abb. 51. Beispiel für den Betriebsablauf eines vollmechanisierten Gesteinstreckenvortriebes

kosten am höchsten und wesentlich höher als beim teil- oder vollmechanisierten Streckenvortrieb mit Leistungen von 2—2,5 oder 3 bis4,5 fm³/MS. Die Maschinenmieten sind beim teil- oder vollmechanisierten Vortrieb dagegen größenordnungsmäßig die gleichen wie beim Vortrieb von Hand. Diese zunächst überraschende Tatsache erklärt sich aber zwanglos: den 2—8mal höheren Maschinen- und Energiekosten je Tag stehen 2—8mal höhere Vortriebsleistungen gegenüber, so daß sie je Meter Strecke etwa den gleichen Betrag ausmachen. Bleibt die Vortriebsleistung dagegen hinter der Zunahme der täglichen Kosten zurück, so tritt auch eine Kostensteigerung je Meter ein, ein Hinweis dafür, welch entscheidende Bedeutung einer guten Organisation und damit auch einer möglichst weitgehenden Ausnutzung des Maschinenparks beizumessen ist. Im ganzen ergibt sich infolgedessen, daß wegen der sinkenden Lohnkosten der teil- und vollmechanisierte Streckenvortrieb billiger ist als der Handbetrieb, und zwar, wie Abb. 52 erkennen läßt, je nach dem Grad der Mechanisierung um 30—50%. Die Gesamtkosten einer Gesteinstrecke liegen je nach Querschnitt, Art des Gesteins und des Ausbaus zwischen 600 und 1800 DM/m.

64. — Das Auffahren von Gesteinstrecken im Erzbergbau. Auf großen Erzgruben ähnelt der Querschnitt der Hauptförderstrecken dem der Gesteinstrecken im Steinkohlenbergbau. Unterschiede bestehen in dem vielfach festeren Gestein. Hierdurch kann zwar die Bohrarbeit erschwert, jedoch die Ausbauarbeit wesentlich erleichtert werden, da ein Ausbau sich oft erübrigt oder aber die Möglichkeit besteht, ihn von einer besonderen Kolonne unabhängig vom Streckenvortrieb einbringen zu lassen. Günstig ist ferner, daß der kräftigste Sprengstoff benutzt werden kann, da auf Methan keine Rücksicht genommen zu werden braucht. Teil- oder vollmechanisierter Vortrieb kann auf solchen Erzgruben ebenso durchgeführt werden wie auf Steinkohlengruben. Nur vereinfacht sich die Organisation bei Fortfall der Ausbauarbeit.

Auf mittleren und kleinen Erzgruben kommt als weiterer Unterschied der kleinere Streckenquerschnitt hinzu. Er beträgt 4—8 m², meist nur etwa 6 m². Auch hier setzt sich neben dem Handbetrieb der teilmechanisierte Betrieb immer mehr durch, während es für einen vollmechanisierten Betrieb noch an kleinen Bohrwagen fehlt. An Lademaschinen werden hauptsächlich Wurfschaufellader kleiner Bauart benutzt. Hierbei hat es sich zur Erhöhung des Ausnutzungsgrades als vorteilhaft erwiesen, mit der gleichen Lademaschine mehrere benachbarte Betriebspunkte zu bedienen[1]. Die Ladeleistung der Maschinen schwankt je nach Haufwerk und Abschlaglänge zwischen 6 und 12 rm³/h.

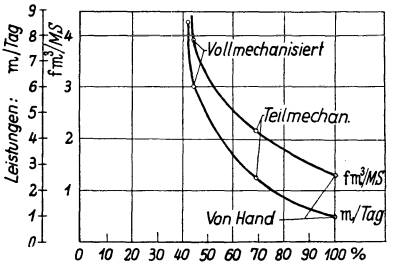


Abb. 52. Kosten von Gesteinstreckenvortrieben (%) in Abhängigkeit von Mechanisierungsgrad und Leistung

Hinsichtlich des Betriebsablaufes ist zu bemerken, daß der nichtrhythmische eine größere Rolle spielt als im Steinkohlenbergbau. Er gestattet, gebirgsbedingte Vorteile eher auszunutzen, und seine Anwendung wird durch die geringere Belegung von meist 2—3 Mann sowie durch die guten bergmännischen Fähigkeiten des Erzbergmannes begünstigt[2].

Zur Erreichung einer hohen Hauerleistung sollte die Belegungsdichte so gewählt werden, daß 1 Mann auf 2,5—3,5 m² Ausbruchfläche entfällt. Der schwedische Erzbergbau geht in seinen Ein-Mann-Betrieben mit 4—6 m² je Mann noch wesentlich darüber hinaus. Ist jedoch eine schnelle Auffahrung das Ziel, so muß die Belegung verstärkt und 1 Mann je 1,5—2,5 m² Ausbruchfläche vorgesehen werden. Die Ausbruchleistungen sind im Erzbergbau in der Regel höher als im Steinkohlenbergbau. Sie liegen zwischen 2,0 und 3,5 fm³/MS und können in Sonderfällen 7 fm³/MS erreichen. Die Abschlaglänge beträgt vielfach noch 1,3 m, in immer zahlreicheren Fällen schon 1,5—2 m.

[1] Fritzsche, H.: Betriebserfahrungen mit Lademaschinen auf der Grube Maubacher Bleiberg. Erzmetall 1953 S. 212.

[2] Wöhlbier, H.: Organisation beim Auffahren von Gesteinstrecken. Erzmetall 1950 S. 245. Ferner: H. Findel, Der Gesteinstreckenvortrieb im Metallerzbergbau usw. Erzmetall 1954 S. 45.

Abb. 53 zeigt den Betriebsablauf eines Gesteinstreckenvortriebs einer Metallerzgrube. Der Querschnitt beträgt 7,5 m². Das Gestein besteht aus einer Wechsellagerung von Tonschiefer und Grauwacke. Bei 30 Bohrmetern je Abschlag von 1,35 m Länge, 2 Bohrhämmern und einer Bruttobohrleistung von 13,5 cm/min ergibt sich eine Bohrzeit von 2,5 Stunden. Nach dem Laden, Besetzen und Abtun der Schüsse, das 0,8 Stunden beansprucht, wird eine Pause von 0,5 Stunden eingelegt. Die anschließende Wegfüllarbeit mit dem Wurfschaufellader dauert 2 Stunden. Dies entspricht einer Ladeleistung von $7{,}5\ m^2 \times 1{,}35\ m \times 1{,}8 : 2 = 9\ rm^2$ Haufwerk je Stunde.

Bei drei Dritteln Belegung mit 3 Mann je Schicht wird bei einer Ausbruchleistung von 3,4 fm³/MS ein monatlicher Vortrieb von 102 m erzielt.

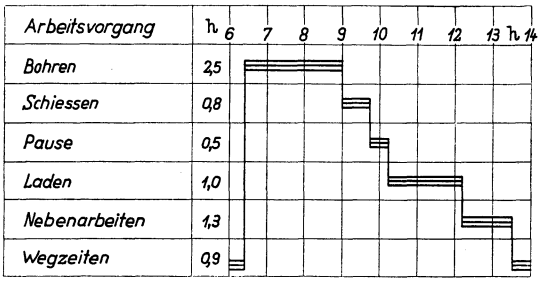


Abb. 53. Beispiel für den Betriebsablauf eines Gesteinstreckenvortriebes im Erzbergbau

b) Große unterirdische Räume und ihre Herstellung

65. — Allgemeines. Sollen unter Tage besonders große Räume, wie Füllörter, Werkstatträume und Maschinenkammern von mehr als etwa 30 m² Querschnitt, geschaffen werden, so sind vielfach besondere Maßnahmen erforderlich. Es muß nämlich vermieden werden, große Flächen freizulegen, um dem rege werdenden Gebirgsdruck und der Gefahr des Steinfalls wirksam begegnen zu können. Schließlich ist es auch für den Arbeitsablauf oft günstiger, wenn die große Ortsbrust in kleinere und zweckmäßigere Abschnitte unterteilt wird.

66. — Gestalt und Abmessungen. Man wird größere Hohlräume — falls nicht der Gebirgsdruck ganz unerheblich ist — nach Möglichkeit so herzustellen suchen, daß sie nur in einer Richtung eine größere Ausdehnung haben, also in der Höhe möglichst beschränkt und im übrigen lang und schmal sind. Ferner wird man nach Möglichkeit die Längsachse des Raumes in die querschlägige Richtung legen, um den Teil des Gebirgsdrucks, der durch das Bestreben der einzelnen Gesteinbänke, auf den Schnittflächen abzuschieben, entsteht, auf die kurzen statt auf die langen Seiten wirken zu lassen.

Bei flacher Lagerung tritt dieser Gesichtspunkt zurück. Dafür ergibt sich hier beim Steinkohlenbergbau die Notwendigkeit, auf etwa durchsetzende Flöze Rücksicht zu nehmen, was bei flachem Einfallen wichtiger, aber auch eher möglich ist als bei steilem. Man wird infolgedessen vermeiden, ein Flöz in unmittelbarer Nähe über der Firste oder unter der Sohle des Raumes anstehen zu lassen, weil man dann später mit starkem Druck zu kämpfen haben würde.

67. — Herstellung großer Räume. Bei der Herstellung solcher großen Räume können hauptsächlich zwei Mittel zur Erleichterung der Arbeit und zur Verhütung von Gefahren angewendet werden, nämlich 1. das Vorgehen in kleinen Abschnitten zur Vermeidung des Bloßlegens größerer Flächen auf einmal und 2. das schnelle Nachführen des Ausbaues. Die zu beobachtende Vorsicht muß um so größer sein, je schlechter das Gebirge und je größer der zu schaffende Raum ist.

Vor dem Ausbruch des Großraumes wird im allgemeinen zunächst eine Strecke kleineren Querschnittes (im Tunnelbau Richtstollen genannt) gewissermaßen als

Einbruch getrieben, von dem aus dann der Ausbruch abschnittsweise vergrößert wird. Diese Einbruchstrecke gewinnt noch erheblich an Bedeutung, wenn es gelingt, sie durchschlägig zu anderen Grubenbauen zu machen, so daß sich dann Wetterführung und Förderung wesentlich vereinfachen lassen. Sie kann an der Sohle, an der Firste oder auch an anderen Stellen des herzustellenden großen Raumes angesetzt werden. In der Regel liegt in Deutschland die Einbruchstrecke an der Sohle[1] (Abb. 54). Es kann dann das Fördergleis während der ganzen Herstellungszeit unverändert liegen bleiben, die Bewetterung vor Ort ist günstiger

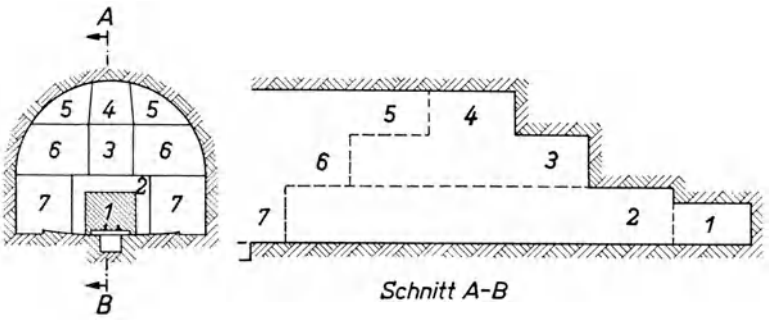


Abb. 54. Herstellen eines Großraumes mit Einbruchstrecke an der Sohle

und der Ausbau der Einbruchstrecke kann nicht abrutschen. Die Erweiterung zum endgültigen Querschnitt geschieht durch firstenartigen Verhieb. Der Vorteil dieser Herstellungsweise liegt in der großen Zahl von Angriffsflächen, die eine erhöhte Belegung erlauben, die Schießarbeit erleichtern und Sprengstoff einsparen.

Ist das Gebirge standfest und braucht Steinfallgefahr daher nicht befürchtet zu werden, so bedarf es keiner Sicherung des Ortes. Der endgültige Ausbau kann unabhängig vom Vortrieb in mehr oder weniger großen Abständen nachgeführt werden.

In der Regel muß aber die Ortsbrust gegen Steinfall abgesichert werden. Von den Tunnelbauern sind hierfür die verschiedensten Verfahren entwickelt worden, von denen aber nur die für den Bergbau wichtigsten erwähnt werden sollen:

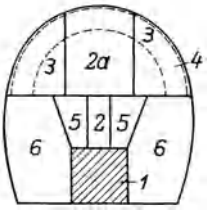


Abb. 55. Das Unterfangungsverfahren (Belgisches Verfahren)

Das *Unterfangungsverfahren* (Belgisches Verfahren) gestattet die schnelle Herstellung des Gewölbes, unter dessen Schutz dann die weiteren Arbeiten ausgeführt werden (Abb. 55). Es ist besonders für Räume in gebrächem, aber nicht druckhaftem Gebirge geeignet und erlaubt auch das Auffahren von sehr großen Querschnitten, da immer nur ein kleiner Teil der Ortsbrust freigelegt wird. Von der Einbruchstrecke *1*, die in der Sohle aufgefahren wird, werden Aufbrüche *2* hochgetrieben und dann die Firststrecke *2a* hergestellt. Nach der Bogenausweitung *3* kann im Schutze des Gewölbes (4) der übrige Querschnitt ausgebrochen werden. Besondere Aufmerksamkeit und Vorsicht erfordert das Untergraben der Gewölbemauern zum Aufmauern der Widerlager, das nur in kurzen Abschnitten bei gleichzeitigem Unterfangen der Gewölbemauern erfolgen darf. Auf diese Weise lassen sich Gewölberisse oder gar -brüche vermeiden.

Das Unterfangungsverfahren kann auch mit einer Einbruchstrecke an der Firste angewandt werden. Es ist auch für kurze Räume vorteilhaft. Bei diesem in Abb. 56 wiedergegebenen Vorgehen werden große Räume ausgeschossen, indem nach Hereingewinnung des oberen Abschnitts durch Erweiterung von der Einbruch-

[1] Wegele, H.: Tunnelbau. Berlin u. Leipzig: Walter de Gruyter & Co. 1935.

strecke q_1 aus und nach Herstellung des Firstengewölbes der untere Teil des Querschnitts in Scheiben hereingewonnen wird. — Die Bergeförderung zum Querschlag q erfolgt durch ein Rolloch r, das auch geneigt hergestellt werden kann.

Das *Kernverfahren* (Deutsches Verfahren) ist in gewisser Hinsicht eine Umkehrung der Unterfangungsbauweise. Die Mauerung wird von den Widerlagern

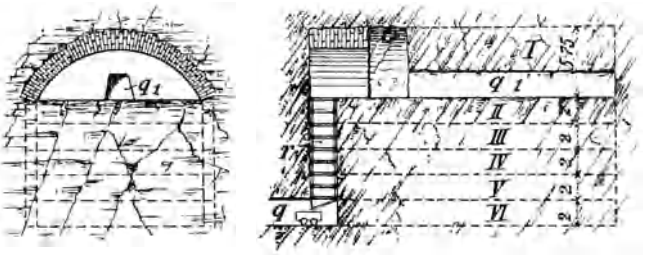


Abb. 56. Unterfangungsverfahren mit Einbruchstrecke an der Firste

hochgezogen, was in erster Linie für die Auffahrung solcher Großräume vorteilhaft ist, bei denen Bewegungen des Gebirges in der Firste unter allen Umständen vermieden werden müssen (Abb. 57). Die Arbeit wird dadurch eingeleitet, daß von der Strecke f aus an der Umfassungslinie entlang die Sohlenstrecken $a\ b\ c\ d$ aufgefahren werden. Diese reißt man nach oben hin absatzweise immer weiter nach und stellt schließlich unter der Firste die Verbindung zwischen beiden Seiten her, worauf die Mauerung eingebracht werden kann. Außerdem wird von der Gesteinstrecke f ein Überhauen hochgebrochen und von diesem die Firststrecke angesetzt und nach beiden Seiten erweitert (e). Ist das Gebirge sehr unzuverlässig, so werden die Stöße firstenartig nachgeschossen und die Mauerung unmittelbar danach eingebracht. Sonst hilft man sich bis zum Einbringen der Mauerung durch vorläufiges Abspreizen der Stöße und der Firste gegen den einstweilen stehenbleibenden Gebirgskern. Dieser wird später durch Firsten- oder Strossenbau hereingenommen, wobei in der Nähe der fertigen Mauerung zu deren Schonung nur schwache Schüsse abgetan werden dürfen.

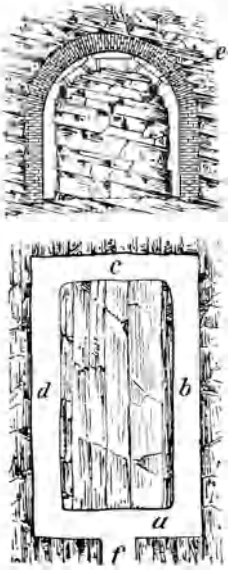


Abb. 57. Das Kernverfahren (Deutsches Verfahren)

Ein drittes Verfahren ist das *Österreichische*. Es unterscheidet sich von den vorhergegangenen dadurch, daß der endgültige Ausbau erst eingebracht wird, wenn im Schutze eines vorläufigen Ausbaus der Querschnitt freigelegt worden ist. Es kann in wenig und stärker drückendem Gebirge vorteilhaft angewandt werden[1]. Von der Einbruchstrecke werden Aufbrüche hochgebracht und dann die Firststrecke aufgefahren. Der Vollausbruch erfolgt von oben nach unten in Abschnitten von 6—10 m ähnlich Abb. 56. Von Nachteil ist, daß dabei der vorläufige Ausbau abgefangen und ausgewechselt werden muß. Um den Holzverbrauch zu verringern, kann Stahl verwendet werden. Ferner ist nachteilig, daß der ganze Querschnitt dem Gebirgsdruck ausgesetzt ist und daß man die Firste zuletzt ausmauert. Deshalb ist die Gefahr von Firstbrüchen größer als bei der Unterfangungsbauweise[2].

[1] Hütte, Des Ingenieurs Taschenbuch, III. Band, S. 974. Berlin: W. Ernst & Sohn 1951.

[2] Zanoskar, W.: Stollen- und Tunnelbau. Wien: Springer 1950.

Für den endgültigen Ausbau kommen in der Regel Betonformstein- oder Ziegelsteinmauerung, zuweilen auch Holzmauerung, in Betracht. In zunehmendem Maße wird neuerdings auch Stahlbogenausbau für große Räume bis zu 30 m^2 Querschnitt gewählt. Der vorläufige Ausbau dient zur Sicherung der Teilauffahrungen und der Ortsbrust. Er kann aus Holz oder Stahl bestehen, in geeigneten Fällen auch aus Zugankern in Verbindung mit Drahtnetzen oder aus Spritzbeton[1].

II. Vorrichtung

A. Allgemeines

68. — Erläuterung. Die Vorrichtung hat die Aufgabe, die durch die Ausrichtungsbaue zugänglich gemachten und in große Abschnitte unterteilten Lagerstätten oder Lagerstättenteile für den Abbau vorzubereiten. Sie umfaßt daher das Auffahren derjenigen Grubenbaue, die erforderlich sind, um den Abbau planmäßig beginnen zu können. Ihr Ziel ist es, den Abbaustoß oder die Abbaufläche innerhalb der Lagerstätte bloßzulegen, von welcher der Abbau seinen Ausgang nimmt. Zu den Aufgaben der Vorrichtung gehört weiterhin die Schaffung der Wege für Wetterführung und Fahrung sowie für die Förderung zwischen dem jeweiligen Abbaubetriebspunkt und den nächsten Ausrichtungsgrubenbauen (z. B. Blindschacht, Haupt- oder Teilsohlenstrecken), und zwar sowohl für das gewonnene Mineral als auch für das Material und die etwa erforderlichen Versatzberge.

69. — Umfang und Art der Vorrichtungsbaue. Umfang und Art der Vorrichtungsbaue sind in den einzelnen Bergbauzweigen je nach der Art der Lagerstätte sowie dem Abbauverfahren recht unterschiedlich.

Bei dem im *Steinkohlenbergbau* zu Felde gehenden Streb- und Schrägbau besteht die Vorrichtung lediglich im Herstellen eines Auf- oder Abhauens und dem Auffahren des ersten Teiles der Abbaustrecken. Das Auf- oder Abhauen dient vor allem der Bloßlegung der Kohlenfront des künftigen Strebs und daneben zur Wetterverbindung zwischen den beiden zu jedem Streb gehörenden Abbaustrecken. Sobald der Abbau begonnen hat, wird in der Regel dieser Vorrichtungsbau nicht mehr benötigt und deshalb versetzt oder zu Bruch geworfen. Die Abbaustrecken werden dagegen mit dem vorgehenden Streb weiteraufgefahren und erst nach Beendigung des Abbaus abgeworfen und ausgeraubt.

Beim Rückbau müssen die Abbaustrecken vor Beginn des Abbaus in ihrer gesamten vorgesehenen Länge, die der streichenden Baulänge entspricht, aufgefahren werden. Erst an ihrem Ende wird ein Aufhauen hergestellt, von dem aus der Abbau in rückwärtiger Richtung einsetzt. Ähnliches gilt für den schwebenden Strebbau, für den Pfeilerrückbau mit und ohne Versatz, für den Teilsohlenbruchbau, für den Kammerbau mit pfeilerartigem Verhieb usw.

Im *Erzbergbau* gehören in jedem Falle die Überbrüche, d. h. die für die Wetterabfuhr und die Versatzzufuhr dienenden Rollöcher (Aufhauen) zur Vorrichtung. Bei dem in der Regel von unten nach oben geführten Abbau nimmt ihre Länge allmählich ab, so daß sie nach Beendigung des Abbaus

[1] Frey-Bär, O.: Sicherung des Stollenvortriebs. Schweiz. Bauztg. 1956 S. 567.

nicht mehr vorhanden sind. Die Erzrollöcher dagegen, die z. B. beim Firstenstoßbau oder Querbau im Versatz hochgeführt werden, zählen zu den Grubenbauen, die während des Abbaus aufgefahren werden. Die Erz- und Fahrrollen beim Querbruchbau werden vor dem Abbau hergestellt und sind daher Vorrichtungsbaue. Beim Blockbruchbau gehören z. B. alle Baue, die zur Einleitung des Bruches sowie zur Abförderung bis in die Hauptstrecke dienen, zur Vorrichtung. Es sind dies die Unterschneidungs-, Rost- und Schrapperstrecken sowie die von ihnen ausgehenden Erzrollen. Auch beim Trichterbau sind die seigeren Erzrollen Vorrichtungsbaue. Zentrale, einer ganzen Bauabteilung dienende Erzrollöcher, die beim Pfeilerbruchbau in Teilsohlen oder beim Querbau zuweilen angewandt werden, sind mit Blindschächten zu vergleichen und gehören zur Ausrichtung.

Die Gangstrecken beim Firstenstoßbau sind stets Vorrichtungsstrecken. Das gleiche gilt für diejenigen Strecken beim Querbau, von denen in den einzelnen Scheiben die Querbrechen angesetzt werden. Auch bei allen Pfeilerabbauverfahren sind die Strecken, die die Lagerstätte in Pfeiler zerlegen, Vorrichtungsstrecken, soweit sie wie beim Örterpfeiler- oder Kammerpfeilerbau die Abmessungen einer Strecke nicht wesentlich überschreiten.

Beim *Einsohlenbau* gehört das Hauptstreckennetz zur Ausrichtung (s. Ziff. 28, S. 23). Die das Kohlenflöz in einzelne Pfeiler unterteilenden Strecken gehören zur Vorrichtung ebenso wie im Kalibergbau die Grundstrecken, die vor Herstellung der Kammern in ihrer Achse aufgefahren werden. Beim Örterbau, z. B. des Kaligebietes der Werra sowie in der Minette, fehlt eine eigentliche Vorrichtung, da hier die die Abbaubetriebspunkte, Örter, unmittelbar von den Hauptförderstrecken auszugehen pflegen.

70. — Zeitliches Verhältnis zwischen Ausrichtung, Vorrichtung und Abbau. Die Ausrichtung muß stets genügend weit vorgeschritten sein, damit man neue Abbaue so rechtzeitig vorrichten kann, daß sie sofort in Betrieb genommen, d. h. belegt werden können, wenn der laufende Abbau zu Ende gegangen ist. Auch wird man bei der Planung der Ausrichtung darauf bedacht sein, die vorhandenen Gesteinshauer gleichmäßig zu beschäftigen. Ein Abbau geht in der Regel durch Erreichen der vorgesehenen Baugrenze zu Ende, aber auch durch unvermutetes Anfahren von Verwerfungen, durch Vertaubung der Lagerstätte oder gar durch Grubenbrand oder sonstige Zwischenfälle. Jedoch soll mit der Vorrichtung nicht eher angefangen werden, als bis man weiß, daß bald nach beendeter Vorrichtung der Abbau beginnen kann. Insbesondere beim Rückbau wäre sonst mit zusätzlichen Unterhaltungsarbeiten der Vorrichtungsbaue, mit einer unnützen Beunruhigung des Gebirges und womöglich mit Selbstentzündung zu rechnen. Die Notwendigkeit, Reservebetriebe vorzurichten, wird durch diese Überlegungen nicht berührt. Man kann ihr entweder durch Bereitstellung fertig vorgerichteter und mit Betriebsmitteln versehener, aber noch nicht belegter Abbaue oder durch ein oder mehrere in Betrieb befindliche, aber nicht voll belegte und nur mit geringem Abbaufortschritt vorrückende Betriebspunkte nachkommen. In der Regel ist das erstgenannte Verfahren das wirtschaftlichere.

Die Notwendigkeit einer weitschauenden Planung besteht im allgemeinen im westdeutschen sowie holländischen, belgischen und französischen Stein-

kohlenbergbau mit seinen umfangreichen Gesteinsarbeiten, in wesentlich geringerem Maße dagegen beim Einsohlenbau des englischen und amerikanischen Kohlenbergbaus. Im Metallerzbergbau und im Schieferbergbau ist noch die Unsicherheit der Lagerstätte zu beachten, wodurch das rechtzeitige Auffinden neuer bauwürdiger Abschnitte erschwert wird. Eine Ausnahme bilden große Erzkörper, deren Ausdehnung und Gehalt durch planmäßiges Abbohren schon vor Beginn des Abbaus genau festgestellt werden kann. Eine Gangerzgrube z. B. gilt als gut geleitet, wenn jeweils ein für drei Jahre reichender Vorrat aufgeschlossen, d. h. zum mindesten durch Gangstrecken vorgerichtet ist.

Bei einer Steinkohlenzeche ist ein ausreichender Stand der Ausrichtung und Vorrichtung deshalb von besonderer Bedeutung, da die Abbaue sich gegenseitig und das übrige Grubengebäude viel mehr beeinflussen, als dies im Erzbergbau der Fall zu sein pflegt. Die Unsicherheit der Lagerstätte spielt auch im Gegensatz zum Gangerzbergbau eine geringere Rolle. Auch sind die Anlagekosten der Maschinen und sonstiger Betriebsmittel immer mehr gewachsen, so daß die Notwendigkeit, sie unter den bestmöglichen Bedingungen einzusetzen, immer wichtiger geworden ist. Bei der Ausrichtung kann eine Teilausrichtung durch das söhlige Hauptstreckennetz sowie eine Vollausrichtung unter Einschluß der in der senkrechten Ebene liegenden Grubenbaue, also insbesondere der Blindschächte, unterschieden werden. Das Ausmaß der Teilausrichtung sollte einem Kohlenvorrat entsprechen, der für eine Förderung von 10 Jahren ausreicht. Es muß um so größer sein, je unbekannter und unregelmäßiger die Lagerungsverhältnisse sind und je notwendiger eine Auskühlung des Gebirges, d. h. die Bildung eines Kältemantels, ist. Anderseits verringert eine hohe Streckenvortriebsgeschwindigkeit den notwendigen Umfang der Ausrichtung. Eine Vollausrichtung dürfte dagegen als ausreichend zu betrachten sein, wenn sie dem Vorrat einer Dreijahresförderung entspricht. — In den vorgerichteten Kohlenvorrat ist auch der Vorrat derjenigen Flözabschnitte einzubeziehen, die sich bereits in Abbau befinden. Ist dies der Fall, so dürfte auf den meisten Steinkohlenzechen ein der ein- bis zweifachen Jahresförderung entsprechender vorgerichteter Vorrat als ausreichend zu betrachten sein. Läßt man die im Abbau befindlichen Flözabschnitte dagegen aus, so verringert sich die vorgerichtete Kohlenmenge auf diejenigen Abschnitte, deren Aufhauen fertiggestellt sind. Deren Vorrat beträgt im allgemeinen nicht mehr als etwa eine halbe Jahresförderung.

71. — Zeitpläne. Um das gute Ineinandergreifen zwischen Ausrichtung, Vorrichtung und Abbau zu sichern, muß man Zeitpläne aufstellen. Zunächst ist der Abbauplan festzulegen und nach dessen Anforderungen dann der Aus- und Vorrichtungsplan auszuarbeiten. Diese Pläne werden zweckmäßig schaubildlich dargestellt, um jederzeit einen Überblick zu ermöglichen[1].

Abb. 58 zeigt einen Zeitplan für die Ausrichtung, die Vorrichtung und den Abbau eines flachgelagerten Flözes zwischen der 7. und 8. Sohle. Der Einfachheit halber sind jedoch alle sonst anzugebenden Werte, wie Belegung, Länge der Auf-

[1] MEUSS: Zeitpläne für die Aus- und Vorrichtung und den Abbau. Bergbau 1929 S. 319; — ferner F. DOHMEN: Aus- und Vorrichtungspläne. Glückauf 1934 S. 1100; — derselbe: Einfluß des Zeitfaktors auf die Kostenbelastung der Förderung durch Aus- und Vorrichtungsarbeiten. Glückauf 1941 S. 37.

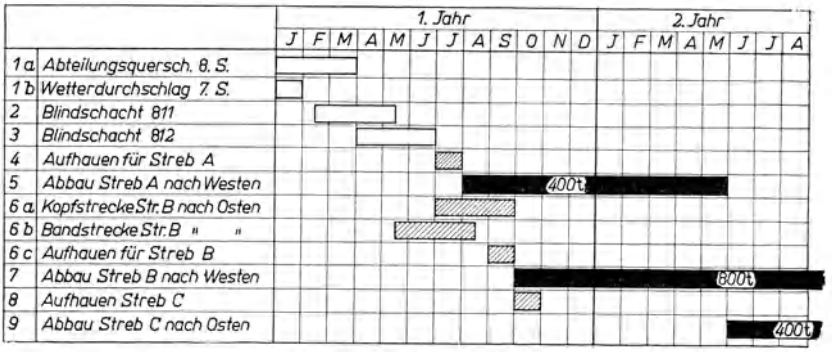


Abb. 58. Beispiel eines Zeitplanes für Ausrichtung, Vorrichtung und Abbau

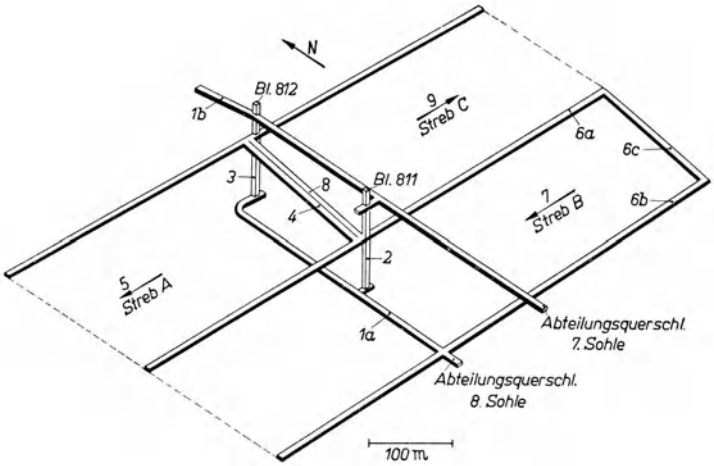


Abb. 59. Raumbildliche Darstellung zum Zeitplan der Abb. 58

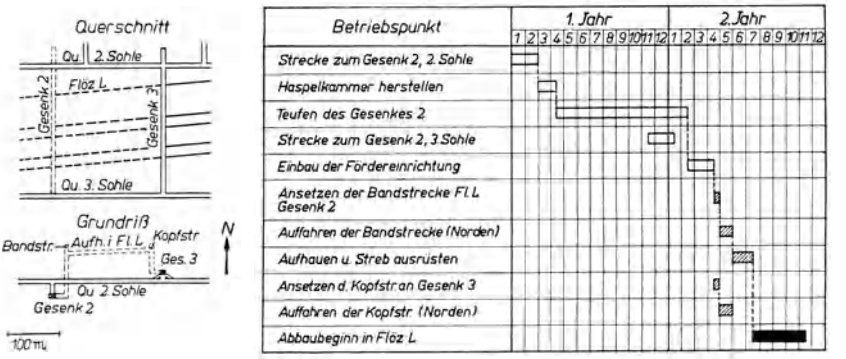
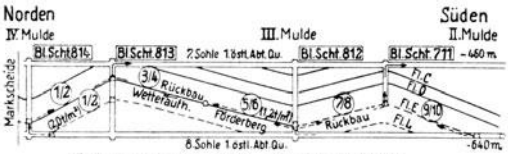


Abb. 60. Beispiel eines Zeitplanes für die Aus- und Vorrichtung

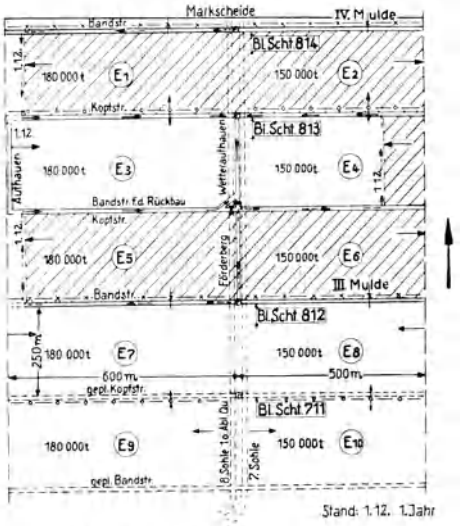
fahrung, Abbaufortschritt usw., weggelassen worden. Wie Abb. 59 erkennen läßt, muß zuerst der Abteilungsquerschlag auf der 8. Sohle (*1a*) aufgefahren werden. Gleichzeitig wird auf der 7. Sohle der Durchschlag (*1b*) zum Wetterschacht hergestellt. Dann stellt man von der 8. Sohle mit Großlochbohrmaschinen in den Querschnitten der geplanten Blindschächte Bohrlöcher her und teuft ab (*2*; *3*). Nach Fertigstellung der Blindschächte kann mit dem Aufhauen (*4*) begonnen werden und danach der Streb *A* (*5*) im Vorbau anlaufen. Da die tägliche Förderung der Abteilung 1200 t betragen soll, muß ein weiterer Streb betrieben werden. Für den geplanten Rückbau des Strebes *B* setzen die Abbaustrecken am Blindschacht 812 (*6a*) und am Abteilungsquerschlag der 8. Sohle (*6b*) an. Streb *B* hat einen größeren Abbaufortschritt als Streb *A*. Außerdem läuft er über den Querschlag dem Streb *A* zur Feldesgrenze im Vorbau nach. Das Aufhauen für Streb *C* (*9*) dient anfangs als Reserve. Später kann Streb *C* als Ersatz für Streb *A* in Betrieb genommen werden.

Für besondere Vorhaben und um mehr Einzelheiten im Zeitplan festlegen zu können, fertigt man aus Gründen der Übersichtlichkeit getrennte Zeitpläne für die Aus- und Vorrichtung und den Abbau an. In Abb. 60 wird ein Aus- und Vorrichtungszeitplan für einen westlich des Gesenkes *3* liegenden Teil des Flözes *L* angegeben.

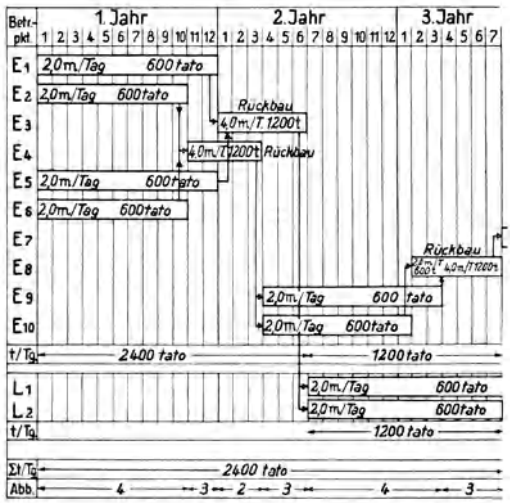
Einen *Zeitplan für den Abbau* nach beendeter Aus- und Vorrichtung veranschaulicht Abb. 61. Es handelt sich um den Abbau des Flözes *E* in einer Abteilung, der teilweise im Vorbau, teilweise im Rückbau stattfindet. Es wird eine hohe



Schnitt durch die 1. östl. Abt. Querschläge



Baugrundriß Fl. E 1. östl. Abteilung



Abbauzeitplan 1. östl. Abteilung

Abb. 61. Beispiel eines Zeitplanes für den Abbau in einer Abteilung

Förderung erzielt und infolgedessen eine gute Ausnutzung des Kohlenstoßes und der Betriebsmittel erreicht.

Wie aus Querschnitt und Abbaugrundriß des Flözes *E* ersichtlich (Abb. 61), ist die Ausrichtung der Abteilung so vorgenommen, daß bei flachen Bauhöhen in Flöz *E* von jeweils 250 m die streichenden Baulängen nach Westen 600 m und nach Osten 500 m betragen. Ferner hat man durch das Auffahren eines Wetter- oder Förderberges zwischen den Blindschächten 812 und 813 einen Blindschacht einsparen können. Nach dem Abbauzeitplan werden zunächst die an der Markscheide und in der Mitte der Abteilung gelegenen Abschnitte E 1/2 und E 5/6 im Vorbau abgebaut. Bei 2 m Abbaufortschritt je Tag wird eine tägliche Förderung von 600 t je Streb oder 2400 t in der Abteilung erreicht. Anschließend wird der Bauabschnitt E 4/3 im Rückbau zum Abteilungsquerschlag hin abgebaut. Zur Ablösung der auslaufenden Betriebe E 1/2 ist es notwendig, daß die Kopfstrecken der zu Felde rückenden Betriebe E 5/6 so weit vorgehalten werden, daß das Aufhauen für den Rückbau fertiggestellt ist, sobald der Abbau die Abteilungsgrenze erreicht. Bei 250 m Länge des Aufhauens und einer Auffahrleistung im Aufhauen von 10 m/Tag müssen beide Kopfstrecken wenigstens 25 Arbeitstage vor dem Abbau an der Abteilungsgrenze stehen. Die tägliche Förderung je Streb erhöht sich beim Rückbau entsprechend dem doppelten Abbaufortschritt von 4 m/Tag auf 1200 t. Diese Art der Abbauführung macht es möglich, die Abbaustrecken der voraufgegangenen Bauabschnitte für den Rückbau zu benutzen und gleich hinter dem Abbau abzuwerfen. Nach Auslaufen des Rückbaus E 4 folgt der Vorbau des Abschnitts E 9/10 mit der gleichen Belegschaft, von der später auch der Rückbau des Bauabschnitts E 8/7 betrieben wird.

Nach dreieinhalb Jahren und einer Gesamtförderung von 1,65 Millionen t findet der Abbau des Flözes *E* in der Abteilung seinen Abschluß. Die Belegschaft des Rückbaus E 3 beginnt in der zweiten Hälfte des zweiten Jahres mit dem Vorbau der Bauabschnitte 1/2 im nächsttiefer gelegenen Flöz *L*, um die geplante Förderhöhe der Abteilung von 2400 t/Tag sicherzustellen.

B. Das Herstellen der Vorrichtungsbaue

72. — Abbaustrecken. Allgemeines. Die Abbaustrecken dienen der Einteilung eines Lagerstättenteils in für den Abbau geeignete Unterabschnitte und zur Förderung, Fahrung und Wetterführung. Zuweilen, insbesondere im Erzbergbau, sollen sie zunächst die Lagerungsverhältnisse klären. Sie heißen dann Untersuchungsstrecken und werden erst nach Inangriffnahme des Abbaus zu Abbaustrecken.

Abbaustrecken verlaufen in der Regel innerhalb einer Lagerstätte und, wenn es sich um plattenförmige Vorkommen, wie Flöze, Gänge u. dgl., handelt, meist in streichender Richtung. Bei Linsen und sonstigen Lagerstätten großer Ausdehnung gibt es auch querschlägig gerichtete Abbaustrecken.

Früher pflegte man im Steinkohlenbergbau die auf einer Hauptsohle gelegenen Abbaustrecken Grundstrecken zu nennen und den Begriff Abbaustrecken auf diejenigen Strecken zu beschränken, die auf Zwischensohlen oder Örtern verlaufen und von Blindschächten, Aufhauen oder Bremsbergen ihren Ausgang nehmen. Dieser Unterschied wird heute im allgemeinen nicht mehr gemacht. Im Steinkohlenbergbau spricht man häufig von Flözstrecken und nennt sie z.B. je nach ihrer Lage zum Streb auch Kopfstrecken und Fußstrecken (letzteres im Saargebiet üblich). Je nach dem Fördermittel, das in ihnen verlegt ist, oder je nach dem Hauptzweck, den sie zu erfüllen haben, heißen sie auch Bandstrecken, Wetterstrecken, Kohlenabfuhrstrecken oder Bergezufuhrstrecken.

Die Ausdehnung des Abbaustreckennetzes und sein Anteil am Gesamtstreckennetz einer Grube ist je nach Bergbauzweig, Lagerstätte und Abbauverfahren verschieden. Im Gangerzbergbau ist die Gesamtlänge der Gang- oder Abbaustrecken in der Regel größer als die der übrigen Strecken, also der Querschläge und Richtstrecken. Im westeuropäischen Steinkohlenbergbau ist dagegen das Gesteinstreckennetz häufig größer, obgleich mannigfache Unterschiede im einzelnen vorhanden sind. So ist in der steilen Lagerung mit ihren weniger großen Abbaubetriebspunkten die Gesamtlänge der Abbaustrecken bei gleicher Fördermenge der Grube größer als in der flachen Lagerung. Hier rechnet man mit etwa 5—15 m je 1000 t Jahresförderung, während in der steilen Lagerung 20—35 m die Regel sind. Eine Grube von 1 Million t Jahresförderung hat also bei flacher Lagerung 5—15 km und bei steiler Lagerung 20—35 km Abbaustrecken. Hiervon wirft man im Durchschnitt etwa die Hälfte jährlich ab, so daß eine entsprechende Streckenlänge neu hergestellt werden muß. Im Ruhrbergbau werden je Jahr über 1 Million m Abbaustrecken mit einem Schichtenaufwand von 4,8 Sch./100 t aufgefahren. Dieser ist in erster Linie abhängig von der Flözmächtigkeit und vom Flözeinfallen und um so geringer, je mächtiger das Flöz und je flacher die Lagerung ist[1].

73. — Auffahren von Abbaustrecken im Erzbergbau. Im Erzbergbau ähnelt das Auffahren von Abbaustrecken im allgemeinen dem der Gesteinstrecken, und es sei daher auf die Ausführungen auf S. 55 u. ff. verwiesen. Der wesentliche Unterschied besteht in ihrem meist geringeren Querschnitt, der vielfach nur 4—6 m² beträgt. Es bedarf zur Mechanisierung der Ladearbeit den Raumverhältnissen angepaßter Lademaschinen.

74. — Auffahren von Abbaustrecken im Steinkohlenbergbau. Im Steinkohlenbergbau hat das Auffahren von Abbaustrecken so lange eine gewisse Ähnlichkeit mit dem der Gesteinstrecken, wie die Flözmächtigkeit gleich oder größer als die Streckenhöhe ist. Diese Bedingung ist im westdeutschen Steinkohlenbergbau nur selten erfüllt. Die Abbaustrecke kann alsdann ganz in der Kohle aufgefahren werden, d. h. man hat es im ganzen Streckenquerschnitt mit einem einheitlichen Mineral zu tun. Die Hereingewinnung geschieht in weicher Kohle mit dem Abbauhammer, in festerer mittels Schießarbeit und in harter Kohle unter zusätzlicher Verwendung von Schräm- oder Kerbmaschinen. Auch von dem Continuous Miner wird in Einzelfällen mit Erfolg Gebrauch gemacht[2]. Bei der Niederrheinischen Bergwerks-AG. sind auf diese Weise Flözstrecken von 4,5 m Breite und 2 m Höhe hergestellt und ein täglicher Vortrieb von 10—20 m erreicht worden.

In der Regel reicht jedoch die Flözmächtigkeit nicht aus, um die Abbaustrecke in ihrem gesamten Querschnitt in die Kohle zu legen. Es ist dies um so weniger der Fall, als die Abbaustrecken aus Gründen der Förderung und Wetterführung vielfach einen Querschnitt von 8—10 m² benötigen. Es muß infolgedessen Nebengestein „nachgerissen" werden. In wenigen Fällen hat man zur Erreichung eines raschen Vortriebs schon Kohle und Gestein

[1] Buss, H.: Möglichkeiten und Vorteile eines beschleunigten Vortriebs von Abbaustrecken. Schlägel u. Eisen 1952 S. 91.

[2] Merkel, H.: Betriebserfahrungen mit dem Continuous Miner. Glückauf 1956 S. 1.

gemeinsam gewonnen und gefördert. Die Aufbereitung wird durch ein solches Vorgehen allerdings stärker belastet. In der Regel ist daher eine getrennte Gewinnung und Förderung von Kohle und Nebengestein notwendig. Dadurch wird das Auffahren einer Abbaustrecke verwickelter als das einer Gesteinstrecke.

Die Gewinnung der Kohle findet bei jedem Abschlag stets vor der Gewinnung des Nebengesteins statt. Der ausgekohlte Raum dient für die Gewinnung des Nebengesteins als Einbruch, der Scheibeneinbruch genannt wird. Der Hereingewinnung der Kohle dienen Abbauhämmer oder Schießarbeit. Beim Mitnehmen des Nebengesteins ist Schießarbeit die Regel. Nur für sehr weiches Gestein genügt der Abbauhammer. Näheres über die Durchführung der Schießarbeit ist in Bd. I S. 205ff. mitgeteilt.

75. — Nachreißen des Nebengesteins. Die Entscheidung darüber, ob das Nachreißen des Nebengesteins im Hangenden und Liegenden oder nur im Hangenden oder Liegenden zu geschehen hat, hängt von den Förderaufgaben der Strecken sowie von dem Gebirgsdruck ab.

Das *Nachreißen des Liegenden* (auch „Bahnbruch" genannt) ist in der flachen und steilen Lagerung für die Übergabe der Kohle aus dem Abbau in das Abbaustreckenfördermittel notwendig. Bei flacher Lagerung, geringer Flözmächtigkeit und Bandförderung in der Strecke kann durch alleiniges Nachreißen des Liegenden eine größere Fallhöhe an der Übergabe der Staubbildung und dem Kohlenzerfall Vorschub leisten. Abhilfe schaffen geeignete Schurren. — Aus den Kopfstrecken werden die Versatzberge in den Abbauraum gefördert. In der steilen Lagerung geschieht dies durch Kipper, Seitenentleerer oder ein Band. Für alle drei Mittel ist das Nachreißen des Liegenden in der Regel notwendig. In der flachen Lagerung spielt die Übergabe des Versatzgutes auf das Strebfördermittel nur noch bei dem wenig verbreiteten Handversatz sowie bei Schleuderversatz eine Rolle. Diese Übergabe ist um so leichter, je höher die Streckensohle liegt, d. h. je weniger das Liegende und je stärker das Hangende nachgerissen ist. Allerdings erlauben die Hochkipper auch größere Höhenunterschiede zwischen der Sohle der Kippstrecke und dem Strebfördermittel zu überwinden.

Zur Lenkung des Gebirgsdrucks und damit zur Verringerung der Streckenunterhaltungskosten hat es sich grundsätzlich als günstig erwiesen, das Hangende unberührt zu lassen und die Abbaustrecke durch alleiniges Nachreißen des Liegenden aufzufahren. Insbesondere in der steilen Lagerung ist es wichtig, diesen Grundsatz zu beachten, da die zusätzliche Gefahr eines Abrutschens des Hangenden aus dem Abbauraum in die Strecke besteht. In der flachen Lagerung braucht damit nicht gerechnet zu werden, so daß ein *Nachreißen des Hangenden* vielfach nicht schadet. Besteht das unmittelbare Hangende jedoch aus einem Nachfallpacken oder aus einer weichen Schicht, so ist es in jedem Falle besser, diese Schicht zu entfernen. Schließlich sei darauf hingewiesen, daß in der flachen Lagerung die großen Wettermengen, die vielfach den Abbauen zugeführt werden müssen, dazu zwingen, sowohl das Hangende als das Liegende anzugreifen.

76. — Nachgeführte Abbaustrecken. Nachgeführte Strecken sind solche, bei denen die zum Streckenquerschnitt gehörige Kohle von der Strebbeleg-

schaft hereingewonnen und abgefördert wird, während das Nachschießen des Nebengesteins zwei oder drei Felder hinter der Abbaufront durch die Ortsbelegschaft erfolgt. Die Vorteile dieses Verfahrens werden in höheren Leistungen vor Ort und in geringeren Kosten des Streckenvortriebs, insbesondere durch den Wegfall der Sonderbewetterung, die bei vorgesetzten Örtern notwendig ist, erblickt. Hinzu kommen geringere Kosten der Unterhaltung der Strecken, da ein Teil der Absenkung des Hangenden vor dem Einbringen des Ausbaus schon eingetreten ist und der voreilende zusätzliche Gebirgsdruck keinerlei Wirkung auf ihn ausüben konnte. In steiler Lagerung kommt hinzu, daß die Ortsberge der Kopfstrecke ohne Ladearbeit in den Versatz gelangen. — Nachteilig ist, daß das Nachführen der Abbaustrecken eine Voraufklärung des Abbaufeldes nicht ermöglicht, daß es eine Wagenförderung in den Strecken erschwert oder ausschließt, da es keine Aufstellmöglichkeiten für Förderwagen bietet, und daß besondere Maßnahmen für seine Durchführung notwendig sind. Diese Maßnahmen sind in der flachen und in der steilen Lagerung verschieden.

In der *flachen Lagerung* unterscheiden sie sich je nachdem, ob das Liegende nachgeschossen werden muß oder nicht[1]. Falls dies nicht der Fall ist, was bei Flözen von mehr als 1,4 m Mächtigkeit und weniger als 10 g Einfallen zutrifft, genügt ein stählerner Schutzkasten zur Sicherung des Streckenförderbandes beim Nachschießen des Hangenden. Der Schutzkasten ruht auf Kufen und kann dem Vortrieb entsprechend nachgezogen werden. Wird dagegen auch das Liegende nachgeschossen, so muß nicht nur die Umkehre des Streckenbandes durch starke Stahlbleche geschützt, sondern auch ein Kurzfördermittel zwischen die Streb- und Streckenförderung eingeschaltet werden. Dieses Zwischenfördermittel ist in der Ladestrecke ein Gummigurt- oder ein Kratzband. Es kann mit Rollen versehen auf einem besonderen Gestänge verfahren werden. Der Gestängerahmen wird am Ausbau aufgehängt. Erfolgt die Bergezufuhr in der Kopfstrecke mit einem Band, kann ebenfalls ein Kurzband eingesetzt werden. In beiden Fällen werden die Zwischenfördermittel vor dem Schießen zurückgezogen. Für die Bergezufuhr mit Wagenförderung sind mit gutem Erfolg bis 60 m lange Schüttelrutschen zur Zwischenförderung eingesetzt worden. Vor dem Nachschießen des Liegenden baut man die letzten Bleche aus.

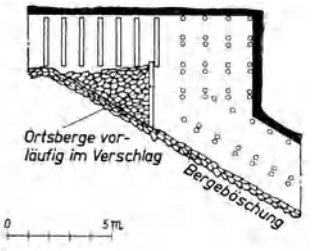


Abb. 62. Verschlag zum Auffangen der Ortsberge beim Nachführen der Kopfstrecke in steiler Lagerung

In *steiler Lagerung* ist das Nachschießen während der Versatzschicht möglich. In diesem Falle stürzen die Berge entweder über die Bergeböschung unmittelbar in den Versatzraum oder sie werden unterhalb der Strecke in Verschlägen aufgefangen. Dort verbleiben sie oder man läßt sie zu geeigneter Zeit in den Versatzraum ab (Abb. 62). Die Benutzung von Verschlägen hat den Vorteil, den Streckenvortrieb in einer beliebigen

[1] Hohenstein, A.: Anwendungsbereiche und Vortriebsverfahren von Abbaustrecken. Glückauf 1951 S. 481.

Schicht durchführen zu können und bei grobstückigem Bergeanfall den Ausbau zu schonen.

Das Nachführen der Abbaustrecken wird in der flachen Lagerung hauptsächlich bei Kopfstrecken angewandt und in der steilen Lagerung dann, wenn nicht mehr als 60—80 Wagen in der Versatzschicht gekippt zu werden brauchen. Ist die erforderliche Kippleistung höher, so muß ein Kipper benutzt werden, der ein Durchschieben der Wagen ermöglicht. Das ist nur bei vorgesetzten Strecken möglich. In Ladestrecken der flachen Lagerung empfiehlt sich das Nachführen nur bei Flözmächtigkeiten von mehr als etwa 1,5 m und — insbesondere bei geringerer Mächtigkeit — nur dann, wenn infolge starken Gebirgsdruckes das spätere Setzen des endgültigen Streckenausbaus besonders vorteilhaft ist. Bei Kopfstrecken ist das Nachführen dagegen grundsätzlich immer dann anzuraten, wenn Bruchbau, Blasversatz oder Blindortversatz angewandt wird, eine Übergabe von Versatzgut von der Streckenförderung auf das Strebfördermittel also nicht notwendig ist.

77. — Vorgesetzte Abbaustrecken. Das Vorsetzen ist beim Vorwärtsbau für Ladestrecken am meisten gebräuchlich und in steiler Lagerung auch bei Kopfstrecken anzutreffen. In der flachen und wenig geneigten Lagerung ist dabei das *Auffahren mit Unterdamm* (Abb. 63) häufig, da auf diese Weise ein Teil der Berge untergebracht werden kann, ohne sie abfördern zu müssen. Vor allem soll der auf den Unterstoß der Strecke wirkende Gebirgsdruck von der Strecke fort auf die 5—10 m und mehr entfernt anstehende Kohle abgelenkt werden. Ein Nachteil des Unterdamms ist allerdings die Notwendigkeit, ihn beim Abbau des nächstunteren Strebs für Wetterführung und Fahrung etwa alle 5 m „durchhauen" oder ganz ausräumen zu müssen, es sei denn, es wird für diesen Streb eine neue Kopfstrecke aufgefahren. Dieses ist häufig der Fall, wenn die alte Ladestrecke sich nicht mehr in ausreichend gutem Zustand befindet.

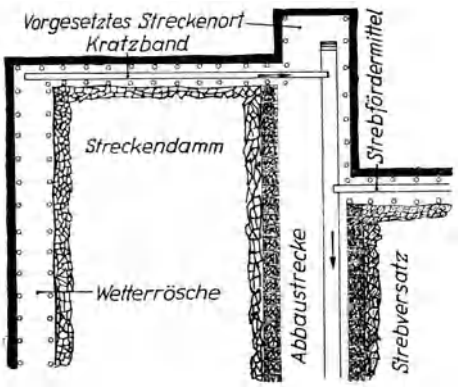


Abb. 63. Vorgesetzte Abbaustrecke mit Streckendamm

Eine Weiterentwicklung des Auffahrens mit Unterdamm ist das nur noch wenig verbreitete *Breitauffahren*. Hierbei werden die Berge nicht nur teilweise, sondern ganz in einem Damm unterhalb der Strecke versetzt. Außerdem wird, wie Abb. 64 erkennen läßt, die Kohle der Strecke gleichzeitig mit der des Dammes hereingewonnen, so daß ein kurzer Streb entsteht. Der Vorteil des Breitauffahrens ist, daß die verschiedenen Arbeitsvorgänge infolge ihrer räumlichen Trennung gleichzeitig durchgeführt werden können und eine Abförderung von Bergen aus dem Streckenvortrieb nicht notwendig ist. Daher braucht keine Rücksicht auf die Betriebsvorgänge des

Hauptstrebs genommen zu werden, die eine Abförderung von Bergen während der Kohlengewinnungsschicht nicht gestatten würden. Ein entscheidender Nachteil des Verfahrens liegt jedoch in der Notwendigkeit eines zusätzlichen Zwischenfördermittels, das die Kohlen des „Kurzstrebs" dem Streckenfördermittel zuführt. In Abb. 64 liegt es auf dem Liegenden am Oberstoß der Strecke. Ist dies bei geringer Mächtigkeit und einem Einfallen von mehr als 10g nicht möglich, so wird der Nachbruch des Liegenden erschwert, d. h. er kann nicht durchgeführt werden, ohne das in der Streckenachse liegende Zwischenfördermittel zurückzuziehen. Ferner wird bei dünnen Flözen der „Damm" sehr lang. Das Verfahren beschränkt sich daher auf Flöze von mehr als 1 m Mächtigkeit und wird auch dann nicht häufig angewandt, wenngleich Vortriebsleistungen von 2—4 m zu erzielen sind. Läuft der Streb längs einer Gebirgsstörung oder des Alten Mannes, so benutzt man den in seiner Breite wechselnden Unterdamm weiterhin vorteilhaft, um die Abbaustrecke geradlinig auffahren zu können.

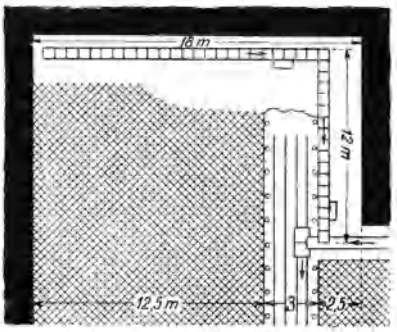


Abb. 64. Breitauffahren einer Abbaustrecke

78. — Das Ausmaß des Vorsetzens von Abbaustrecken. Beim Breitauffahren ist das Vorsetzen von der Länge des Zwischenfördermittels abhängig. Bei den gewöhnlichen Streckenvortrieben mit oder ohne Damm kann es bis 50 m und mehr betragen. Zur Aufstellung der Umkehrstation des Förderbandes in den Kohlenabfuhrstrecken der flachen Lagerung und zur unbehinderten Übergabe der Kohlen aus dem Strebfördermittel reichen 5 m im allgemeinen aus. In der steilen Lagerung wählt man den Abstand zur guten Durchführung des Wagenwechsels an der Ladestelle dagegen größer. Rückt der Abbau in ein unbekanntes Feld vor, so muß die Abbaustrecke so weit vorgesetzt sein, daß bei Anfahren einer Störung genügend Zeit bleibt, ein neues Aufhauen fertigzustellen, damit der Streb hinter der Störung sofort weiterlaufen kann. Der erforderliche Abstand zwischen Streckenort und Streb hängt infolgedessen vom täglichen Abbaufortschritt des Strebs, von der Länge des Aufhauens und der für dessen Herstellung benötigten Zeit ab. Ist z. B. der Abbaufortschritt 1,5 m, die Länge des Aufhauens 240 m und wird ein Vortrieb im Aufhauen von 6 m je Tag erreicht, das Aufhauen also in 40 Tagen fertiggestellt, so muß die Ladestrecke mindestens 60 m vorgesetzt sein.

Ein vorheriges Auffahren beider Abbaustrecken über die ganze streichende Baulänge ist beim Rückbau notwendig und über etwa die halbe Baulänge beim vereinigten Vor- und Rückbau (s. S. 244).

79. — Kostenvergleich zwischen vorgesetzten und nachgeführten Abbaustrecken. So empfehlenswert, ja notwendig das weite Vorsetzen vielfach ist, so kann kein Zweifel darüber bestehen, daß die Auffahrungskosten höher sind als bei wenig vorgesetzten oder nachgeführten Abbau-

strecken[1]. Der Unterschied der Kosten ist von Fall zu Fall verschieden. Er kann sogar 50% und mehr betragen. In der Hauptsache werden die höheren Kosten durch die Sonderbewetterung sowie durch den Betrieb der Streckenförderung lediglich für den Streckenvortrieb verursacht. Auch kann bei ungünstigen Gebirgsverhältnissen der dem Abbau voreilende Druck zuweilen zusätzliche Streckenunterhaltungskosten verursachen. Diese Möglichkeit wird jedoch vielfach überschätzt. — Die Kosten einer für den Rückbau selbständig vorgetriebenen Abbaustrecke sind dagegen meist geringer als die einer vorgesetzten Strecke. Es braucht bei ihr nämlich keinerlei Rücksicht auf die durch den Streb bedingten Fördervorgänge in der Strecke genommen zu werden. Diese steht vielmehr für die Erfordernisse des Streckenvortriebes ganz zur Verfügung.

80. — Schnelles Auffahren von Abbaustrecken. Allgemeines. In den meisten Fällen werden bei der Auffahrung von Abbaustrecken monatliche Vortriebsleistungen von nur 15—30 m erreicht. Zur Steigerung der Betriebszusammenfassung und zur Verringerung der Auffahrungskosten greifen Bestrebungen immer mehr um sich, die Auffahrung zu beschleunigen. Auch eine weitere Verbreitung des Rückbaus hängt von einer raschen Auffahrung der Abbaustrecken ab.

Die Beschleunigung des Abbaustreckenvortriebs hängt von einer zweckmäßigen Organisation ab. Einmal ist auf eine Verringerung des Zeitaufwandes für die einzelnen Arbeitsvorgänge, also der Gewinnung der Kohle, der Gewinnung des Nebengesteins, des Wegfüllens, des Förderns und Ausbauens Wert zu legen. Als noch wichtiger muß aber das gute Ineinandergreifen der Arbeitsvorgänge, die richtige Belegung und Belegungsfolge sowie die zeitgerechte Bereitstellung aller Betriebsmittel und Materialien[2] betrachtet werden.

81. — Arbeitsvorgänge. Die *Gewinnung der Kohle* geschieht im allgemeinen mit dem Abbauhammer, jedoch befriedigt die damit erzielte Leistung vielfach nicht. Schräm- und Kerbmaschinen brauchen Platz und verhältnismäßig hohe Zu- und Abrüstzeiten. Auch stehen sie den Lademaschinen im Wege. Nur in sehr harter Kohle haben sie Erfolge gezeitigt. Nach Möglichkeit sollte daher bei unzureichender Abbauhammerleistung geschossen werden. In schlagwetter- und kohlenstaubgefährdeten Betrieben steht dem jedoch entgegen, daß im allgemeinen nur Momentzünder angewandt werden dürfen und das Ableuchten, Laden und Besetzen mehrerer Zündgänge sehr zeitraubend ist. Meist muß sogar nach jedem Zündgang weggefüllt werden, um die anderen Bohrlöcher freizulegen. Infolgedessen wird bei Anwendung von Schießarbeit der Einbruch vielfach noch mit dem Abbauhammer hergestellt.

Zur Verminderung der zum *Bohren im Nebengestein* erforderlichen Zeit ist es wichtig, ausreichenden Preßluftdruck und Bohrgezähe in genügender Zahl und Güte stets an der gleichen Stelle zu haben. Eine häufige Störungsursache ist das Festsetzen der Bohrstangen, hervorgerufen durch das Ab-

[1] Rothfuchs, W.: Vergleich der Auffahrkosten von Flözstrecken usw. Glückauf 1953 S. 201.

[2] Sprossmann, H.: Betriebserfahrungen in beschleunigten Abbaustreckenvortrieben. Glückauf 1954 S. 1152.

setzen von milden oder klüftigen Schichten nach dem Auskohlen. Es hat sich daher als zweckmäßig erwiesen, das Nebengestein vor der Hereingewinnung der Kohle abzubohren und die Bohrlöcher mit Holzstöpseln zu verschließen.

Zur Abkürzung der Zeit für die *Schießarbeit* haben sich im Gegensatz zum Gesteinstreckenvortrieb lange Patronen u. dgl. bisher weniger vorteilhaft erwiesen. Dagegen hat sich der Einsatz zweier Schießberechtigter bewährt. Bei der Schießarbeit ist auch darauf zu achten, daß das Haufwerk ladegerecht anfällt.

Von entscheidender Bedeutung ist die *Mechanisierung der Wegfüllarbeit.* In Abbaustrecken sind gute Erfahrungen mit Wurfschaufelladern sowie mit Entenschnabelladern gemacht worden[1]. In geneigter und steiler Lagerung ist hierbei besonders auf eine glatt geschossene Sohle zu achten, damit die Ladeschaufel nicht klettert.

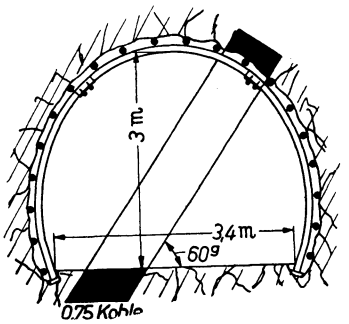
Für die Wegfüllarbeit ist bei Wagenförderung eine ausreichende und rechtzeitige Versorgung der Ortsbetriebe mit leeren Wagen erforderlich. Es ist zu empfehlen, hierfür insbesondere die Zeit vom Schichtbeginn bis zum Anfall der vollen Förderung auszunutzen. In Streckenvortrieben der flachen Lagerung, in denen Stromfördermittel vorherrschen, spielt die Wagenstellung erst an der Ladestelle im Querschlag eine Rolle. Zudem fällt oft die Abförderung eines großen Teils der Berge fort, da diese im Streb oder Damm untergebracht werden.

Beim Ausbau ist anzustreben, ihn teilweise schon während der Ladearbeit einzubringen. Der Entenschnabellader z. B. erlaubt dies. Von großem Vorteil hat es sich ferner erwiesen, Ausbaumaterial für drei Tage an Ort und Stelle vorrätig zu halten.

82. — Betriebsablauf und Belegung. Für die Regelung des Betriebsablaufes in Abbaustreckenvortrieben gelten die gleichen Grundsätze wie beim Gesteinstreckenvortrieb, auf deren Darlegung in Ziff. 60, S. 49 ff., daher verwiesen sei. Hinsichtlich der Belegung ist der Grundsatz zu beachten, während der 24 Stunden des Arbeitstages so viele Leute vor Ort zu beschäftigen, wie dies ohne gegenseitige Behinderung möglich ist. Dies bedeutet allerdings Ablösung vor Ort mit vierschichtigem Betrieb. Die Stärke der Drittel beträgt 2, 3 oder 4 Mann; sie ist im wesentlichen von der Größe des Ausbruchquerschnittes, aber auch von der Art der Lademaschine sowie von der Überschneidung mehrerer Arbeitsvorgänge abhängig. Bei Wurfschaufelladern sind die besten Leistungen je Mann bei geringer Belegung zu erzielen. Beim Entenschnabellader sind in der geneigten und steilen Lagerung 3—4 Mann vorzuziehen, um die Wegfüllarbeit wegen des Wagenwechsels nicht unterbrechen zu müssen. Falls für einige Stunden zusätzliche Leute erforderlich sind, ist es möglich, dem durch versetztes Anfahren Rechnung zu tragen. — Schließlich sei betont, daß eingearbeitete Mannschaften nicht getrennt und überhaupt ein Belegungswechsel vermieden werden sollte. Auch sollten im Streckenvortrieb beschäftigte Leute nicht zur Verstärkung der Strebbelegschaft eingesetzt werden, wie dies noch vielfach geschieht.

[1] Blank, K.: Auffahren von Flözstrecken mit Wurfschaufelladern. Glückauf 1954 S. 1501; — ferner C. Meier: Erfahrungen mit Wurfschaufelladern beim Abbaustreckenvortrieb. Glückauf 1954 S. 1134.

83. — Belegungsbeispiele für den Vortrieb von Abbaustrecken. Oft ist es noch üblich, Abbaustreckenvortriebe nur auf zwei Dritteln je Tag mit 2—3 Mann je Drittel zu belegen. Auf diese Weise können nur 1—1,5 m täglich aufgefahren werden.



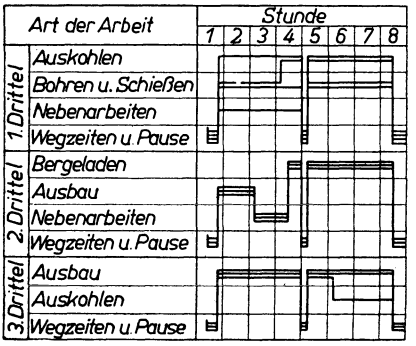


Abb. 65. Beispiel für den Betriebsablauf eines Abbaustreckenvortriebs mit Wurfschaufellader Ausbruchquerschnitt 11,0 m²; davon Kohle 3,0 m²; lichter Querschnitt 8,6 m²; Abstand der Baue 1,1 m; mittlere Abschlaglänge 3,0 m; Abschläge je Tag 1; Auffahrleistung 30 cm/MS; Ausbruchleistung 2,40 fm³ Gestein/MS und 0,90 fm³ Kohle/MS

Dagegen zeigt Abb. 65 das schnelle Auffahren einer Abbaustrecke von 11 m² Ausbruchquerschnitt mit Hilfe eines Salzgitterladers HL 200 in steiler Lagerung. Das Flöz ist 0,75 m mächtig. Die Belegung besteht auf einem Drittel aus 4 Mann, auf den beiden anderen Dritteln aus 3 Mann. Der tägliche Vortrieb beträgt 3 m.

Eine besonders hohe tägliche Auffahrung von 6 m ist nach dem in Abb. 66 wiedergegebenen Betriebsablaufplan bei einer Vier-Drittel-Belegung zu je 4 Mann möglich. Es ist hierbei ein Ausbruchquerschnitt von 11,5 m² bei einer Flözmächtigkeit von 0,8 m zugrunde gelegt. Er ist aber auch bei größerer Flözmächtigkeit mit einigen Abänderungen durchführbar. Als Lademaschine ist ein Schrapper vorgesehen.

Ein Beispiel für das Auffahren einer Abbaustrecke mit Damm in einem 1,25 m mächtigen Flöz sei an Hand der Abb. 67 erläutert. Die Dammlänge richtet sich nach den anfallenden Bergen. Streb, Abbaustrecke und Damm gehen täglich 2 m zu Felde. Zur Kohlenförderung dient ein Beien-Leichtförderer, zur Berge-

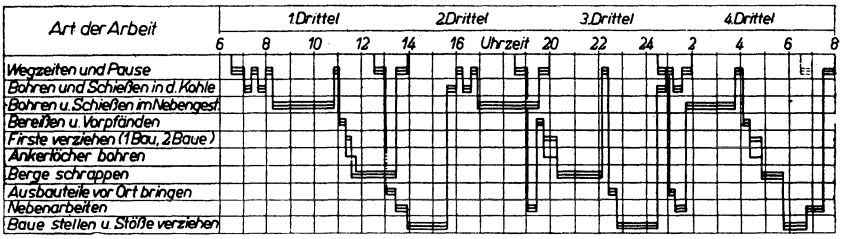
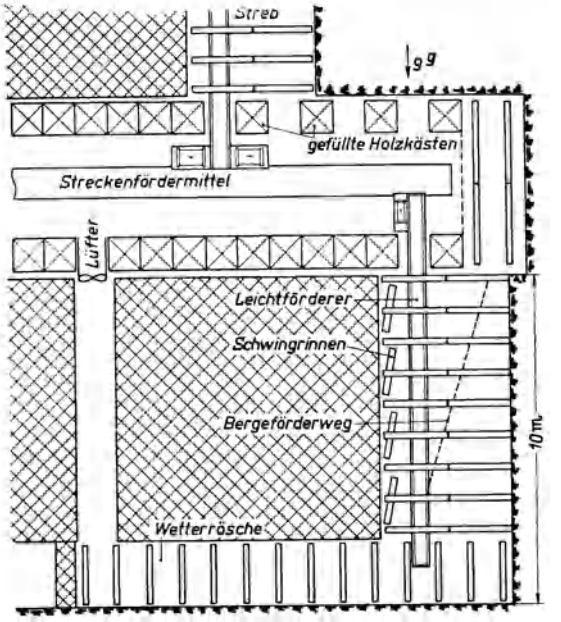


Abb. 66. Beispiel für den Betriebsablauf eines Abbaustreckenvortriebs mit Schrapplader Ausbruchquerschnitt 11,5 m²; davon Kohle 3,5 m²; lichter Querschnitt 8,6 m²; Abstand der Baue 1,2 m; mittlere Abschlaglänge 2,5 und 1,3 m; Abschläge je Tag 3; Auffahrleistung 37,5 cm/MS; Ausbruchleistung 3 fm³ Gestein/MS und 1,31 fm³ Kohle/MS

förderung vier Riester-Schwingrinnen („Zitterrutschen")[1]. Sie werden in der Versatzschicht nach Umsetzen einzelner Stempel quer durch den Damm gelegt, nach und nach ausgebaut und erforderlichenfalls in der Strecke vorgebaut.

84. — Aufhauen und Abhauen. Überblick. Aufhauen, im Erzbergbau meist Überhauen oder Überbrüche genannt, sind schwebend verlaufende



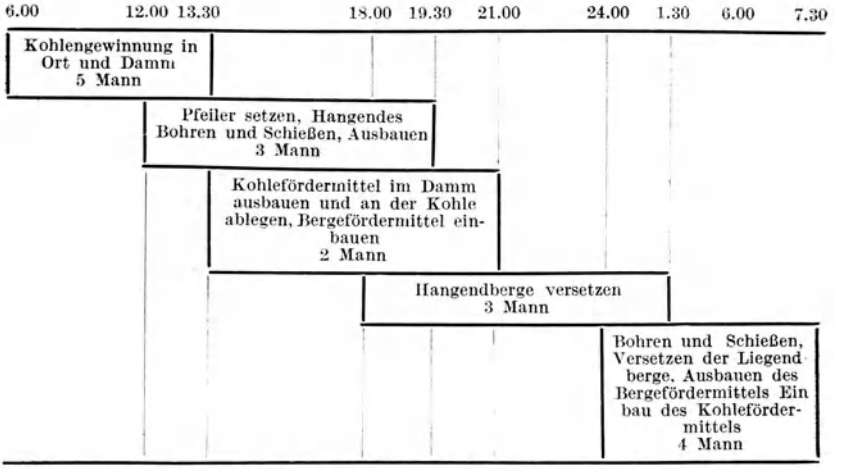


Abb. 67. Beispiel für den Betriebsablauf eines Abbaustreckenvortriebs mit Unterdamm

[1] Weddige, A.: Die Zitterrutsche. Schlägel u. Eisen 1956 S. 227.

streckenartige Grubenbaue, die von unten nach oben, Abhauen solche, die von oben nach unten innerhalb der Lagerstätte hergestellt werden. Sie unterscheiden sich demnach nur durch die Richtung ihrer Auffahrung. Sie dienen dazu, eine Verbindung zwischen zwei oder mehreren Abbaustrecken zu schaffen, zu denen sie in der Regel rechtwinklig, also im Einfallen verlaufen. Oft ist man auch gezwungen, längs einer Verwerfung schräg aufzuhauen. Beim Strebbau besteht ihre Aufgabe zumeist darin, als Vorrichtungsbau zur Einleitung des Abbaus die Kohlenfront freizulegen. In diesem Falle haben sie, nachdem der Abbau in Gang gekommen ist, ihren Zweck erfüllt und werden versetzt.

Anderseits gibt es auch Aufhauen, die für längere Zeit aufrechterhalten werden und zugleich oder ausschließlich zur Wetterführung, Fahrung sowie Förderung benutzt werden. Sie werden auch häufig Flözberge genannt oder nach ihrem Zweck oder dem in ihnen verwendeten Fördermittel Wetterberg, Förderberg, Bandberg usw. Diese Baue werden in flacher Lagerung vielfach als Breitaufhauen oder Kurzstreben aufgefahren, deren Breite von dem Bergeanfall in der hier nachgeführten Strecke abhängt. Durch das Versetzen des nachgerissenen Nebengesteins beiderseits der Strecke spart man das Abfördern der Berge und erhöht zugleich ihre Standdauer. Ferner finden zuweilen Aufhauen in steiler Lagerung als Berge- oder Kohlenbunker Verwendung. Im Ruhrgebiet sind im Durchschnitt etwa 2,7 m Auf- und Abhauen je 1000 t Jahresförderung erforderlich. Im britischen Kohlenbergbau ist bei der dort vorherrschenden flachen Lagerung die Vorrichtung von Streben durch Breitauffahren häufig anzutreffen.

85. — Herstellen von Auf- und Abhauen. Allgemeines. Bei der Herstellung von Auf- und Abhauen sind wie bei der Auffahrung von Abbaustrecken drei Arbeitsvorgänge zu unterscheiden: die Hereingewinnung der Kohle (und unter Umständen des Nebengesteins), die Förderung von Kohle und Material sowie das Ausbauen. Die Hereingewinnung geschieht mit Abbauhämmern, bei harter Kohle durch Schießarbeit (Bd. I, S. 205) sowie vielfach in flacher Lagerung unter Zuhilfenahme von Schräm- und Kerbmaschinen (Bd. I, S. 101). Solange das Einfallen weniger als 5° beträgt, besteht keine wesentliche Verschiedenheit in der Durchführung der Arbeitsvorgänge mit oder gegen das Einfallen. Mit zunehmendem Einfallen vergrößert sich jedoch der Unterschied, wobei in Abhauen die Erschwernisse der Wegfüllarbeit und vor allem der Abförderung des hereingewonnenen Haufwerks rasch zunehmen. Infolgedessen wird im allgemeinen das Aufhauen dem Abhauen vorgezogen. Anderseits gestaltet sich im Abhauen die Zufuhr von Ausbaustoffen und sonstigem Material einfacher. Auch sind hier Ansammlungen von Grubengas wegen dessen Neigung, nach oben zu steigen, kaum zu befürchten. In Aufhauen muß dagegen insbesondere bei Auftreten von Grubengas auf eine gute Bewetterung geachtet werden, die in schwierigen Fällen mit zwei getrennten Luttensträngen blasend und saugend erfolgt oder durch ein Vorbohrloch erleichtert wird.

In Sonderfällen kann es vorkommen, daß eine Verbindung nur deshalb durch ein Abhauen geschaffen werden kann, weil in der unteren Abbaustrecke das Abfördern des Haufwerks mit größeren Schwierigkeiten verbunden oder gar unmöglich ist. Dieser Fall liegt z. B. bei der Vorrichtung

von Doppelstreben (T-Bau) vor, wenn die Kohlenabfuhr aus beiden Streben über eine Mittelstrecke geschieht, in den übrigen Abbaustrecken aber keine Fördermöglichkeit vorhanden ist. Hier ist es, insbesondere beim Rückbau, notwendig, die Vorrichtung der Streben von der Mittelstrecke aus zu betreiben, indem der Abbaustoß des oberen Strebs durch ein Aufhauen, der des unteren durch ein Abhauen freigelegt wird. Auch der Zeitersparnis wegen zieht man hin und wieder das Abhauen dem Aufhauen vor. Während auf der unteren Sohle der Querschlag bis zu dem betreffenden Flöz getrieben wird, beginnt man von der oberen Sohle her im Flöz mit dem Abhauen, so daß nach Fertigstellung des Querschlags auch schon eine Wetterverbindung mit der oberen Sohle besteht und gleich mit dem Abbau begonnen werden kann.

86. — Querschnittsbemessung und -aufteilung. Auf- oder Abhauen erhalten in Flözen bis etwa 1,7 m Mächtigkeit meist eine Breite von 3—4 m. Hierdurch wird es möglich, den Querschnitt in drei Felder oder Trumme aufzuteilen, von denen das eine zur Fahrung, das zweite zur Förderung und das dritte zur Aufnahme der Wetterlutten dient. Die Feldbreite schwankt zwischen 1 m und 1,5 m und nimmt mit abnehmender Mächtigkeit zu. Besitzt das Flöz nur geringe Mächtigkeit oder enthält es ein stärkeres Bergemittel, so ist eine Verbreiterung des Aufhauens auf 4—5 m notwendig, um ausreichenden Arbeitsplatz zu erhalten und in einem vierten Trum genügend Raum zum Versetzen der Berge zu finden, die dann nicht abgefördert zu werden brauchen. Bei Flözmächtigkeiten über 1,7 m genügen oft zwei Felder, so daß eine Breite des Aufhauens von 2—3 m ausreicht. In einem solchen Falle werden Wetter- und Fördertrum zusammengelegt. Wird beim Einsatz von Schrämmaschinen der Ortsstoß aus der Mitte bogenförmig unterschrämt, dann entspricht die Breite des Aufhauens etwa der doppelten Länge des Schrämarms.

Für die Lage des Fördertrums wird je nach den Erfordernissen einer leichteren Ladearbeit und besseren Förderung die eine oder andere Seite gewählt. Findet bei der Auffahrung bereits das später im Abbau benutzte Fördermittel Verwendung, so kann man ein Umlegen vor Beginn des Abbaus dadurch vermeiden, daß man das Fördertrum gleich an diejenige Seite legt, von der der Abbau seinen Ausgang nimmt. Bei Benutzung eines vorläufigen Fördermittels ist die entgegengesetzte Seite vorzuziehen, um später den Einbau des endgültigen Fördermittels an der Kohlenfront unbehindert vornehmen zu können. Wählt man eine Breite von drei Feldern, so gilt hinsichtlich der Lage des Fördertrums das gleiche, während das Fahrtrum jedoch stets in der Mitte liegt, um Arbeiten in den beiden anderen Trummen bequemer durchführen zu können. Für steileres Einfallen empfiehlt sich hier die Verwendung von Fahrten. Das Wettertrum kann im allgemeinen etwas schmaler gehalten werden. Bei Schrapperförderung macht man hiervon zumeist Gebrauch, da das Fördertrum dann oft breiter gewählt wird.

Breitaufhauen werden in flacher Lagerung bei Vorwärtsbau angewendet, wenn z. B. von einem Flözberg, der auch während des Abbaus zur Förderung oder Wetterführung offengehalten werden muß, ein zweiflügeliger Abbau entwickelt wird. Ebenso gibt man zur Einleitung des Abbaus an einer unregelmäßig verlaufenden Störung in Einzelfällen dem Aufhauen eine größere Breite, die 10 m übersteigen kann, um die Kohle ohne Abknicken des Auf-

hauens bis zur Störung vollständig hereingewinnen zu können. Ein derartiges Breitaufhauen vermag sich durch wechselnde Breite dem Verlauf der Störung gut anzupassen.

87. — Ausbau. Auf- und Abhauen zur Einleitung des Abbaus werden gewöhnlich mit Holz ausgebaut. Soll der spätere Streb in Stahl ausgebaut werden, so kann es zweckmäßig sein, schon bei der Auffahrung Stahlstempel mit Holz- oder Stahlkappen zu verwenden, sofern der Abbau gleich beginnen soll und Stahlausbau in entsprechender Menge schon während des Auffahrens zur Verfügung steht. Insbesondere wird man in einem Aufhauen für einen Hobelstreb es vorziehen, schon den endgültigen Dreiecksbau mit stählernen Stempeln und Kappen zu wählen, wie dies Abb. 68 zeigt.

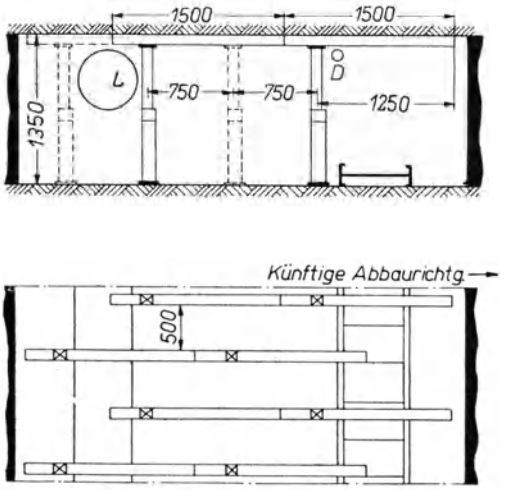


Abb. 68. Stahlausbau mit Kurzkappen in Dreiecksanordnung in einem Aufhauen

Fehlt ein ausreichender Vorrat an Stahlstempeln, dann wird zunächst in Holz ausgebaut und mit beginnendem Abbau der Holzausbau durch Stahlstempel eines auslaufenden Strebes ersetzt.

Beim Ausbau in Holz verlegt man in geringmächtigen Flözen, zur Stempelersparnis und um mehr Raum zu haben, vielfach streichend eine durchgehende Kappe von 2,2 m bis 3,5 m Länge. Sie wird je nach Anzahl der Trumme von 3—5 Stempeln getragen. Häufig wird die Kappe zunächst auch nur auf die Außenstempel gesetzt, während man die Mittelstempel erst in einer Entfernung von 4—5 m vom Kohlenstoß einbringt.

Unter 1,6 m Flözmächtigkeit genügen meist Stempel von 12 cm Durchmesser, während bei größeren Mächtigkeiten Stempel von 14 und 16 cm Stärke genommen werden müssen. Als Bauabstand wird meist 1—1,3 m gewählt. Er kann sich jedoch unter ungünstigen Verhältnissen bis auf 0,5 m verringern. Bei einem Einfallen von mehr als 30^{g} ist für eine sorgfältige Verbolzung der Baue zu sorgen. Meist legt man hier, aber auch in geringmächtigen Flözen mit Schrapper- oder Schleifbandförderung, um im Fördertrum Höhe zu gewinnen, die Kappen ins Einfallen. Muß für das Auf-

oder Abhauen eine größere Breite als 3,5 m gewählt werden, so wird dieser zusätzliche Raum im allgemeinen nicht mehr von der Kappe unterfangen, sondern mit Bergen verpackt. Einige Beispiele für den Ausbau von Auf- und Abhauen in flacher und mäßig geneigter Lagerung zeigt Abb. 69. In steiler Lagerung ist häufig eine Rahmenzimmerung erforderlich, um dem Umschieben der Baue zu begegnen. Ferner muß in Flözen, deren Kohle zum Auslaufen neigt, außer den Schalhölzern am Hangenden und Liegenden

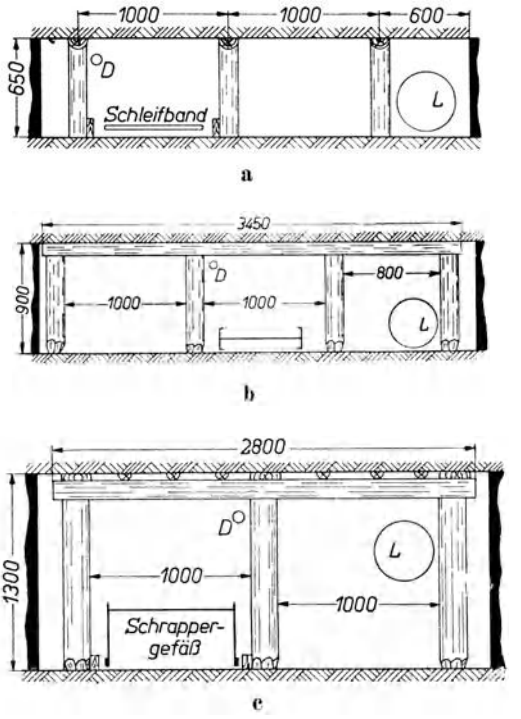


Abb. 69 a-c. Beispiele für den Ausbau von Auf- und Abhauen in flacher Lagerung.
a mit Schleifbandförderer; — b mit Panzerförderer; — c mit Schrapper.
L Luttenstrang; — *D* Druckluftleitung

zur Sicherung Verzug an den Stößen und der Ortsbrust eingebracht werden (Abb. 70). Auch gibt man zuweilen der Ortsbrust eine gewisse Wölbung in Vortriebsrichtung. Einer Verschüttungsgefahr kann ferner dadurch begegnet werden, daß man die Bohlen der Arbeitsbühne auf Lücke verlegt. Plötzlich hereinbrechende Kohle kann durch den so geschaffenen Rost fallen. Abgeknickte Aufhauen in steiler Lagerung dienen dem gleichen Zweck, außerdem erleichtern sie das Schrägsetzen der Stöße für den Schrägbau. In der Regel werden jedoch Steilaufhauen vorgezogen, weil sie kürzer sind.

88. — Förderung. Zur Abförderung des Haufwerks dienen in flacher Lagerung Schüttelrutschen, Gummigurtförderer, Zweiketten-Kratzerförderer

oder Schrapper, die dem Vorrücken des Stoßes entsprechend verlängert werden. In Aufhauen der geneigten Lagerung genügen feste Rutschen, während in steiler Lagerung die Kohle im dicht verschlagenen Fördertrum auf dem Liegenden abrutscht. Die Förderung in Abhauen der steilen Lagerung gestaltet sich schwierig. Die Schrapperförderung benutzt dann besonders gebaute, von einem Haspel bewegte Schlitten oder kleinere Förderwagen. Deren Räder sind mit einem doppelten Spurkranz versehen, so daß im Abhauen Schalhölzer oder Fahrten als Gestänge dienen können. Ähnliches gilt für die Materialförderung in Aufhauen der steilen Lagerung.

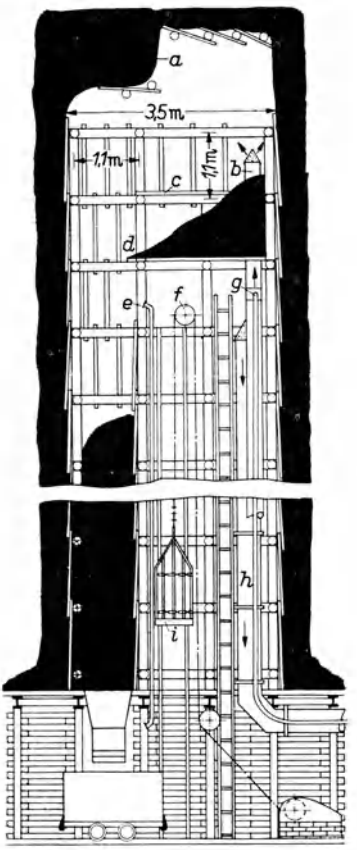


Abb. 70. Ausbau eines Aufhauens in der steilen Lagerung.
a Kohlenstoß; — *b* blasender Luttenstrang; — *c* Arbeitsbühne; — *d* Kohlenbühne; — *e* Sprachrohr; — *f* Seilrolle; — *g* Druckluftleitung; — *h* saugender Luttenstrang; — *i* Materialtransportschlitten auf Holzgestänge

Da die Leistungsfähigkeit von Förderbändern und Zweiketten-Kratzerförderern wesentlich größer als die in Aufhauen anfallenden Kohlenmengen ist, werden die Fördermittel wenig ausgenützt. Zudem wird durch das hohe Gewicht der Maschinenteile das häufig notwendige Verlängern des Fördermittels erschwert. Beim Einsatz von Schüttelrutschen macht sich die begrenzte Stranglänge und ihre Empfindlichkeit gegenüber welligem Liegenden nachteilig bemerkbar. Beachtenswerte Vorteile bietet in geringmächtigen Flözen die Schrapperförderung, die bis zu 40 g Einfallen angewandt werden kann und von wechselndem Einfallen weitgehend unabhängig ist. Mit einem Doppeltrommelhaspel sind Längen von 250—280 m zu beherrschen. In noch längeren Ab- oder Aufhauen lassen sich mehrere Schrapperanlagen aufstellen, die das Gut einander zuführen. Die Verlängerung der Schrapperanlage erfordert nur das Umhängen der Rolle, so daß mehr Zeit für die eigentliche Vortriebsarbeit zur Verfügung steht. Auch sind die Anlage- und Unterhaltungskosten wegen der kleineren Anlage geringer als bei Stromfördermitteln. Allerdings nimmt die Förderleistung der Schrapper mit zunehmender Länge des Förderweges wegen der größeren Wartezeiten ab, so daß in langen Abhauen die Vortriebsleistung eingeschränkt wird. Ferner müssen gewisse Anforderungen an das Liegende gestellt werden, das weder weich noch gebräch sein darf. In Abhauen ist es vorteilhaft, den mit einem Boden versehenen Schrapperkasten von 0,6—1 m^3 Inhalt auf Kufen oder Räder zu stellen und ein leichtes

Gestänge zu verlegen. Nach Fertigstellung des Auf- oder Abhauens wird der Einbau des Strebfördermittels durch Verwendung der Schrapperanlage erleichtert. Außerdem gestaltet sich das Ausbauen der Schrapperanlage einfach. In nur 60—70 cm mächtigen Flözen kann zur Erleichterung der Ladearbeit an Stelle des Schrapperkastens ein Schleifband benutzt werden, das aus einem etwa 4 m langen Gummigurt besteht, dessen Enden mit Stahlleisten gefaßt sind.

Soll als Fördereinrichtung im Auf- oder Abhauen das endgültige Strebfördermittel dienen, so können selbst schwere Zweiketten-Kratzerförderer lohnend sein, weil das mit einem hohen Schichtenaufwand verbundene Auswechseln der Fördermittel zu Beginn des Abbaus fortfällt. Doch wird bei Zweiketten-Kratzerförderern von über 100 m Länge das Verlängern wegen der Notwendigkeit eines zweiten Antriebs an der Umkehre im Aufhauen schwierig. Deshalb kann es vorteilhaft sein, einen Gummigurtförderer oder eine Schüttelrutsche vorzubauen, die auf den Zweiketten-Kratzerförderer austrägt. Für den Einbau eines 200 m langen Zweiketten-Kratzerförderers werden ohne Berücksichtigung des Transportes bis zum Streb etwa 80 Schichten benötigt, für das Ausbauen einer gleichlangen Schüttelrutsche rd. 30 Schichten, so daß in diesem Fall allein für das Auswechseln der Fördermittel mit 110 Schichten und mit Lohnkosten in Höhe von 4000 DM zu rechnen ist.

Von wesentlicher Bedeutung ist auch die Eignung des Fördermittels für die Materialförderung. Schüttelrutschen und Kratzbänder erfordern dafür einen zusätzlichen Haspel. Bei kleinen Längen genügt im Aufhauen ein Schlepperhaspel vor Ort, der entsprechend dem Vortrieb vorgezogen wird. Das Material kann auf dem Liegenden im Fahrweg oder auf einem Rutschenwagen vor Ort geschafft werden. Bei größeren Längen, steilerem Einfallen und schwereren Gegenständen ist ein Doppeltrommelhaspel mit Seil und Gegenseil, der am Fuße des Aufhauens aufgestellt wird, vorzuziehen.

Umsteuerbare Gummigurt- und Zweiketten-Kratzerförderer sowie Schrappförderer erlauben eine Materialförderung ohne zusätzliche Hilfsmittel. Dadurch wird es möglich, die Breite des Auf- oder Abhauens zu verringern. Schließlich kann ein geschlossener Förderkasten in Abhauen mit geringem Wasserzufluß zur Wasserhaltung benutzt werden und eine größere Pumpenanlage ersetzen. Vorbohrlöcher bringen neben einer durchgehenden Wetterführung bei stärkerem Einfallen eine Erleichterung der Förderung mit sich, indem das gelöste Mineral nach unten ab- oder aber die Ausbaustoffe und Leitungsrohre von oben zugeführt werden können. Außerdem erspart ein Vorbohrloch das zeitraubende Herstellen des Einbruchs. Dieses Verfahren ist auch schon vorteilhaft im Erzbergbau angewandt worden[1].

89. — Organisation und Leistung. Bei der Herstellung von Auf- und Abhauen ist ein schneller Vortrieb besonders wichtig. Dies ist um so notwendiger, je mehr maschinelle Hilfsmittel bei der Auffahrung verwendet werden und je länger die Baue infolge der Zunahme der Sohlen- und Teilsohlenabstände werden müssen, da auf diese Weise Ersparnisse an Maschinenmieten, insbesondere für die Sonderbewetterung, erzielt werden können. Die

[1] Wild, K.: Erfahrungen mit Großlochbohrern auf Grube Meggen der „Sachtleben" AG. Erzmetall 1956 S. 311.

organisatorischen Mittel zum Erreichen eines solchen Zieles sind schon in den Abschnitten Abbaustrecken- und Gesteinstreckenauffahrung besprochen worden (Ziff. 80ff. u. 55ff.). Es sei hier auf die Belegung eingegangen.

Sie erfolgt vor Ort im allgemeinen auf 3—4 Schichten in einer mit der Größe des Arbeitsraumes und dem Einfallen wechselnden Stärke von 2 bis 4 Mann je Schicht. Ferner sind je nach Art der Materialförderung 1—2, bei langen Aufhauen 3—4 Schichtlöhner erforderlich, die alle Betriebsmittel anliefern. Außerdem sind sie mit dem Abfördern der Kohle und Nebenarbeiten, wie Verlängern der Rohrleitungen und des Fördermittels, beschäftigt. Unter günstigen Förder- und Raumverhältnissen kann es sich empfehlen, diese Arbeiten zum Teil oder ganz von der Vorortbelegschaft verrichten zu lassen, da ihre Einordnung in einen rhythmischen Arbeitsablauf mit einer Leistungssteigerung und Einsparung an Arbeitskräften verbunden ist.

Die Vortriebsleistung in Auf- und Abhauen hängt neben der Betriebsorganisation von der Härte der Kohle und dem Gewinnungsverfahren ab.

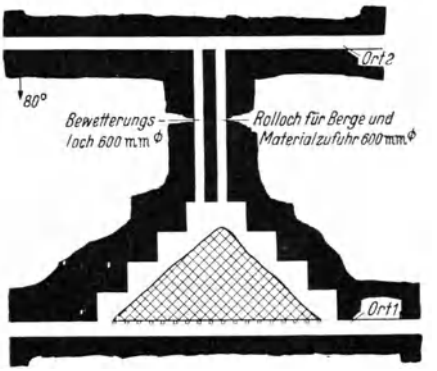


Abb. 71. Beispiel für das Ansetzen eines zweiflügeligen Schrägbaus mit Hilfe von Großbohrlöchern

Als Leistung können 50—120 cm/MS angenommen werden. Bei dreischichtiger Belegung zu 3 Mann je Schicht ergeben sich infolgedessen je nach den Verhältnissen tägliche Vortriebsleistungen von 4,5 m bis etwa 11 m. In besonders günstigen Fällen lassen sich sogar in vierschichtigem Betrieb tägliche Vortriebsleistungen von 15 m und mehr erreichen.

90. — Großbohrlöcher als Auf- und Abhauen. In steiler Lagerung hat man verschiedentlich Versuche unternommen, Großbohrlöcher als Auf- und Abhauen anzulegen oder, wie das Beispiel in Abb. 71 zeigt, einen zweiflügligen Schrägbau unmittelbar aus zwei von der Grundstrecke zur Teilsohle innerhalb des Flözes gebohrten Löchern zu entwickeln, von denen das eine zur durchgehenden Bewetterung, das andere als Rolloch für die Förderung von Ausbaustoffen und Bergeversatz dient. Bei regelmäßiger Lagerung und gleichmäßigem Einfallen sind — auch im Erzbergbau — durch das Anlegen von Großlochbohrungen größere Zeit- und Kostenersparnisse zu erzielen, insbesondere dann, wenn nur ein geringer Ausbruchquerschnitt notwendig ist.

91. — Flözberge. Zuweilen dienen Aufhauen nicht nur als Vorrichtungsbaue, sondern an Stelle eines Blindschachtes auch zur Abförderung der in einem oberen Streb gewonnenen Kohle zur Hauptfördersohle. Sie sind alsdann mit einem Band ausgerüstet und heißen Flöz- oder Bandberge. Da sie längere Zeit offengehalten werden müssen, legt man zur Entlastung des Streckenausbaus beiderseits des Bandberges Bergedämme an. Das dafür erforderliche Versatzgut wird beim Nachreißen des Nebengesteins gewonnen. Daher werden Bandberge vielfach als Breitaufhauen hergestellt, deren Betriebszuschnitt und -ablauf dem Breitauffahren von Abbaustrecken entspricht. Die Breite der Streckendämme richtet sich nach der beim Vortrieb anfallenden Bergemenge; sie kann außerdem noch durch Holzpfeiler vergrößert werden. Zwischen Bergedamm und Kohle bleiben nach beiden Seiten Förder- und Wetterröschen offen. Später können, von diesen ausgehend, Streben angesetzt werden.

Achter Abschnitt

Schachtabteufen

1. — Vorbemerkung. Das Schachtabteufen ist ohne besondere Vorkehrungen als sog. gewöhnliches Abteufverfahren möglich, wenn das Gebirge standfest ist und wenig Wasser führt. Ist das Gebirge dagegen nicht standfest oder stark wasserführend oder aber beides zugleich, so müssen Sonderabteufverfahren angewandt werden. Das Ziel dieser Sonderabteufverfahren ist in der Regel, einen Zustand herbeizuführen, der das gewöhnliche Abteufverfahren durchzuführen gestattet. Eine Ausnahme machen die Schachtbohrverfahren sowie das Senkschachtverfahren mit Arbeit im „toten Wasser".

Die Sonderabteufverfahren suchen ihr Ziel mit fünf Gruppen von Mitteln zu erreichen, deren Anwendbarkeit von den Gebirgsverhältnissen abhängt. Das eine Mittel besteht darin, im standfesten Gebirge auf Spalten u. dgl. zusitzendes Wasser in der Umgebung der herzustellenden Schachtröhre durch Zementieren abzusperren. Beim zweiten Mittel, dem Gefrierverfahren, wird im wasserführenden und nicht standfesten oder standfesten Gebirge ein Frostzylinder hergestellt, in dessen Mitte, unter dem Schutz der Frostwand, der Schacht abgeteuft wird. Bei der dritten Gruppe wird das nicht standfeste, mehr oder weniger wasserführende Gebirge von der Schachtröhre durch einen gleichzeitig mit dem Abteufen oder vorher eingebrachten vorläufigen oder endgültigen Ausbau abgetrennt. Im Schutz dieses Ausbaus wird alsdann der Schacht hergestellt. Hierzu gehören die Senkschachtverfahren sowie das Ansteck- und das Spundwandverfahren. Bei einer vierten Gruppe wird der Schacht durch Bohren, also völlig maschinell, abgeteuft und danach ausgebaut. Schließlich ist es möglich, das Grundwasser abzusenken und dann durch das trockene, wenn auch nicht standfeste Gebirge den Schacht abzuteufen.

Die Notwendigkeit, Sonderabteufverfahren anzuwenden, besteht in den einzelnen Bergbauzweigen und Bergbauländern in sehr verschiedenem Maße. In Deutschland und darüber hinaus in Westeuropa ist es vor allen Dingen der Steinkohlenbergbau, dessen Lagerstätten vielfach von Deckgebirgsschichten überlagert sind, die entweder nicht standfest oder wasserführend oder beides gleichzeitig sind, so daß oft erst nach deren Überwindung das gewöhnliche Schachtabteufverfahren angewandt werden kann. Das gleiche gilt für den deutschen Kali- und Steinsalzbergbau sowie für den Braunkohlentiefbau. Eine günstige Ausnahmestellung nimmt der Saarbergbau ein. Auch der britische Steinkohlenbergbau hat selten mit ungünstigem Deckgebirge zu tun. Günstige Abteufbedingungen hat auch im allgemeinen der Erzbergbau; zum mindesten liegt hier meist standfestes Gebirge vor.

Die nachstehende Zusammenstellung gibt einen Überblick über die verschiedenen Abteufverfahren, deren Anwendbarkeit in der Hauptsache durch Teufe, Gebirgsbeschaffenheit und Wasserführung bedingt ist.

Bedingungen der Anwendbarkeit

	Nach der Teufe	Nach der Gebirgsbeschaffenheit	Nach den Wasserzuflüssen
A. Das gewöhnliche Abteufverfahren	für alle Teufen	in festem Gebirge	bis etwa 1 m^3/min
B. Die Sonderabteufverfahren			
I. Das Gefrierverfahren	für alle Teufen	in jedem, insbesondere lockerem Gebirge	beliebig
II. Die Schachtbohrverfahren			
a) nach HONIGMANN	bis etwa 500 m	in lockerem und mäßig festem Gebirge	beliebig
b) in festem Gestein	bis etwa 200 m	in standfestem Gebirge	sehr gering
III. Die Versteinungsverfahren			
a) gewöhnliches Verfahren	für alle Teufen	in standfestem, klüftigem Gebirge	beliebig
b) nach FRANCOIS	für alle Teufen	in standfestem, porösem Gebirge	beliebig
IV. Die Senkschachtverfahren			
a) gewöhnliches Verfahren	bis etwa 30 m	in lockerem Gebirge	beliebig
b) im toten Wasser	bis etwa 30 m	in lockerem Gebirge	beliebig
c) mit Überdruckkammer	bis etwa 30 m	in lockerem Gebirge	beliebig
V. Das Ansteck- und Spundwandverfahren	bis etwa 25 m	in lockerem Gebirge	beliebig
VI. Das Grundwasserabsenkungsverfahren	bis etwa 15 m	in lockerem Gebirge	beliebig

I. Das gewöhnliche Abteufverfahren

A. Das Abteufen von Tagesschächten

a) Die Abteufarbeit

2. — Gewinnungsarbeit in mildem Gebirge. Die Abteufarbeit beginnt in den oberen, weichen Schichten mit dem Spaten oder der Schaufel, wobei die Hacke und die Keilhaue zu Hilfe genommen werden, sobald die Natur des Gebirges es erfordert.

In mildem Gebirge kann zuweilen das Abteufen ohne Schießarbeit unter Benutzung von Abbauhämmern fortgesetzt werden. Man verwendet schwere Abbauhämmer (sog. Betonbrecher oder Aufreißhämmer) und als Werkzeuge

Stähle, die spitz oder spatenähnlich auslaufen. Das Gebirge wird ähnlich wie bei der einfachen Handarbeit ununterbrochen losgelöst und weggefördert. Man hat so in Einzelfällen und bei Benutzung von zwei Fördermaschinen im Kreidemergel Abteufleistungen ohne Ausbau bis zu 7,2 m täglich erreicht.

Die Vorteile der Arbeitsweise gegenüber der Sprengarbeit liegen darin, daß eine besondere Bohrschicht fortfällt, die Wartezeiten für das Schießen, für das Abziehen der Schießschwaden und das Säubern des vorläufigen Ausbaues nach dem Schießen vermieden werden. Hierdurch wird eine gleichmäßig fließende Förderung erzielt. Ferner leidet der Ausbau nicht durch die Erschütterungen der Sprengarbeit, und die Schachtstöße werden nicht angerissen und beunruhigt.

3. — Gewinnungsarbeit in festem Gebirge. Bohren. In festem Gebirge, mit dem man es in der Regel zu tun hat, muß Sprengarbeit angewandt werden. Die Bohrlöcher werden im allgemeinen mit mittelschweren Bohrhämmern hergestellt. Bei der Wahl der Bohrhammerbauart richtet man sich nach dem beim Abteufen hauptsächlich anzutreffenden Gebirge. Es wird grundsätzlich naß gebohrt. Nur bei Gefrierschächten wird gelegentlich Luftspülung angewandt. Hartmetallschneiden werden den Stahlschneiden beim Schachtabteufen ebenso vorgezogen wie bei anderen Gesteinsarbeiten. Bei Bohrlöchern bis 2,5 m kann ein zweiteiliger Bohrstangensatz von 1,2 und 2,5 m langen Bohrstangen benutzt werden. Bei Abschlaglängen von 3 m sind die Bohrgestänge gewöhnlich in Längen von 1, 2 und 3,2 m abgestuft. Mit jeder Bohrstufe nehmen die Durchmesser der Bohrer um 1, höchstens 2 mm ab. Gebräuchliche Bohrmeißeldurchmesser für ein dreiteiliges Bohrgestänge sind 40, 39 und 38 mm.

Im Sandschiefer des Ruhrgebietes kann für ein 2—3 m langes Bohrloch mit einer reinen Bohrzeit von 10—15 Minuten oder einer Gesamtbohrzeit von 20—30 Minuten gerechnet werden. Da nicht alle Leute des Bohrdrittels bohren, sondern 2—3 Mann beim Ansetzen der Löcher helfen und zum Wasserfördern benötigt werden, kann in mittelhartem Gestein mit einer Bohrleistung von 3,75—4,5 Bohrmeter je Mann und Stunde gerechnet werden. Für das Abbohren eines Abschlags werden bei durchschnittlichen Ruhrgebietsverhältnissen und allen Schachtdurchmessern 3,5—4,5 Stunden benötigt, vorausgesetzt, daß auf je 3 m^2 Schachtfläche ein Mann eingesetzt ist. Auf 1 m^2 Schachtquerschnitt entfallen etwa 1,4—2 Bohrlöcher oder auf 1 m^3 anstehendes Gestein 1,4—2 Bohrmeter.

Bei der Bohrarbeit wird stets das Mittellot zu Hilfe genommen, und zwar wird der „Pius" bei einem in der Schachtmitte gelegenen Einbruch unmittelbar unter der Lotspitze gebohrt. Die anderen Löcher werden mit Hilfe eines Stichmaßes angesetzt, das dem Schachthalbmesser entspricht und an Marken den Abstand der einzelnen Schußkränze vom Schachtmittelpunkt erkennen läßt. Durch genaues Abloten und sorgsames Abstecken der Stoßschüsse, die senkrecht gebohrt werden, bleibt der volle Schachtquerschnitt erhalten und ein Mehrausbruch wird vermieden.

Nach der Einführung der maschinellen Ladearbeit beim Schachtabteufen (s. Z ff. 8) macht sich das Bestreben bemerkbar, die Bohrarbeit ebenfalls mit weniger Leuten auszuführen, um eine über alle Schichten gleichbleibende

Belegungsstärke der Schachtsohle zu erhalten. Zum Beispiel sind in den USA bis zu 16 Bohrhämmer an einem nach oben und unten beweglichen Bohrrahmen befestigt worden. Hierbei ergibt sich bei einem gleichbleibenden Bohrschema zugleich der Vorteil, daß die Bohrmaschinen nur einmal in die gewählten Bohrlochrichtungen gebracht zu werden brauchen und damit die Bohrlochansätze auch für die folgenden Abschläge festgelegt sind. Ferner sind aussichtsreiche Versuche mit Drehschlagbohrmaschinen im Gange. Sie werden ebenfalls zur Erzeugung einer ausreichenden Vorschubkraft in einem Bohrrahmen verlagert, wobei dieser mit Druckluftzylindern gegen die Schachtstöße verspreizt wird. Eine andere Entwicklung ordnet die Bohrmaschinen drehbar unter der Abteufbühne an.

4. — Anordnung der Bohrlöcher. Ebenso wie beim Streckenvortrieb, ist auch beim Schachtabteufen der Einbruch von besonderer Bedeutung. Er liegt bei flacher und geneigter Lagerung grundsätzlich in der Mitte. Auch bei steiler Lagerung ist dies meistens der Fall. Zuweilen legt man ihn jedoch an den Unterstoß, da hier die Schüsse die geringste Arbeit zu verrichten haben. Auch bei Wasserzuflüssen macht man von dieser Möglichkeit Gebrauch, um so einen seitlichen Sumpf zu schaffen und die übrige Sohle wasserfrei zu halten. Außer dem Einbruch unterscheidet man die „Helfer", den ersten Kranz, den zweiten und womöglich noch einen dritten Kranz.

Alle Bohrlöcher sollen im allgemeinen die gleiche Tiefe erhalten. Bei unebener Sohle sind sie so lang zu bohren, daß sie auf einer gemeinsamen waagerechten Ebene enden. Neigen jedoch die Schüsse dazu, auf einem Lösen abzuschlagen, so ist es besser, alle Löcher nur bis zu diesem Lösen zu bohren. Tiefere Löcher würden mit ihren Enden als Bohrlochpfeifen stehenbleiben, die Sohle unnötig aufreißen und das Festmachen der Sohle sowie das Abbohren des nächsten Abschlages erschweren.

In Abb. 72 ist eine Schußanordnung für Tonschiefer, in Abb. 73 eine Schußanordnung für Sandstein dargestellt. Im Sandstein wird der Einbruch enger gewählt und die Lochzahl der einzelnen Kränze erhöht. Die Lochzahl je m^2 Ausbruchfläche beträgt 1,6 bei Tonschiefer und 2 bei Sandstein.

5. — Abschlagtiefe. Im allgemeinen beträgt die Abschlagtiefe 2—3 m und kann in weichem Gestein (z. B. Tonschiefer) 4 m erreichen, während sie in sehr hartem Gestein auf 1—2 m sinkt. Ihre Grenze findet sie in der Schwierigkeit des Bohrens langer senkrechter Löcher, so daß die günstigste Bohrleistung bei Bohrlochlängen von 2—3 m liegt. In hartem Gestein ist die Abschlaglänge ferner deshalb niedriger, weil das Einbruchschießen mit zunehmender Gesteinshärte schwieriger wird und auch die Bohr- und Ladezeiten größer sind. Es spielt dies nämlich bei der Einhaltung eines bestimmten täglichen Rhythmus ebenso wie bei der Streckenauffahrung insofern eine Rolle, als es sich eher lohnt, einen Arbeitsrhythmus einzuhalten und dafür geringere Abschlaglängen in Kauf zu nehmen als bei längeren Abschlägen einen nichtrhythmischen Betrieb zu haben. Zugunsten kürzerer Abschläge wird weiterhin geltend gemacht, daß infolge der besseren Verteilung der Ladesäulen das Haufwerk ladegerechter zertrümmert wird. Außerdem soll sich die Zeit für das sog. Festmachen der Sohle verringern, da ein kurzer Abschlag genauer geschossen werden kann als ein langer. Das

Festmachen der Sohle, also das Nachspitzen und Begradigen, beansprucht bei 3 m langen Abschlägen bis zu 3 Stunden.

6. — Schießarbeit. Die Schüsse sollten beim Schachtabteufen stets elektrisch gezündet werden, da jede andere Zündung weniger sicher und auch ungünstiger für den Fortgang der Arbeiten ist. Am besten zündet man von über Tage aus oder beim Weiterabteufen eines Schachtes vom Füllort der oberen Sohle. Als Zündleitung wird ein besonderes Schießkabel verwendet, das auf einer Trommel aufgewickelt ist, freitragend

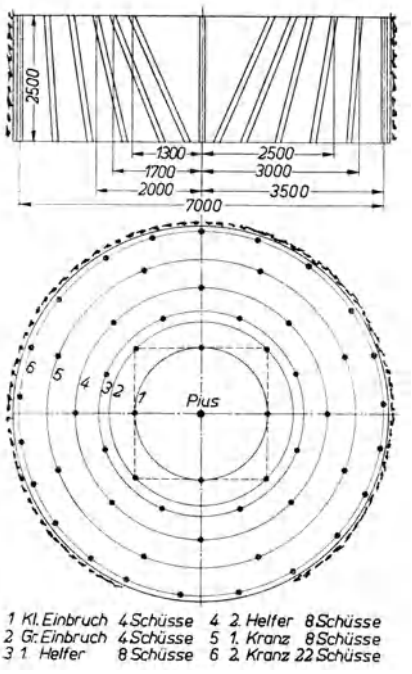


Abb. 72. Schußanordnung beim Schachtabteufen in Tonschiefer

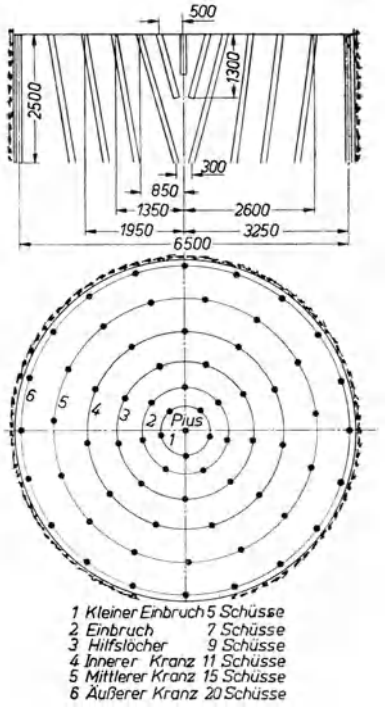


Abb. 73. Schußanordnung beim Schachtabteufen in Sandstein

im Schacht hängt und dem Abteuffortschritt entsprechend verlängert werden kann.

Die meist hohe Schußzahl beim Schachtabteufen bedingt die Verwendung von Brückenzündern und von Zündmaschinen für 80 Schuß, und zwar in Form gewöhnlicher Zündmaschinen oder bei Nebenschlußgefahr von Kondensatorzündmaschinen. Nur gelegentlich wird mit Starkstrom[1] (mit

[1] Drekopf, K.: Über die Zündung von Brückenzündern durch Gleichstrom oder durch Wechselstrom. Bergbau 1930 S. 413. — C. H. Fritzsche u. F. Giesa: Untersuchungen über die Zündung von hintereinandergeschalteten Brückenzündern usw. Glückauf 1931 S. 1373. — K. Drekopf: Soll man beim Schachtabteufen mit Starkstrom aus dem Netz oder mit einer Zündmaschine schießen? Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1936 S. 62. — K. Wegener u. G. Keuchel: Erfahrungen mit dem elektrischen Zünden aus dem Starkstromnetz im hessischen Kalibergbau. Nobelhefte 1956 S. 223 sowie Kali u. Steinsalz 1956 S. 57.

einer Spannung von höchstens 250 Volt gegen Erde) unter Benutzung von allpolig unterbrechenden Schaltern gezündet. Da im allgemeinen alle Schüsse in einem Zündgang abgetan werden, benötigt man eine große Anzahl von Zündstufen. Man macht deshalb und auch wegen ihrer sonstigen Vorteile gern von Millisekundenzündern Gebrauch.

An Sprengstoffen werden Ammongelite bevorzugt. Bei Schlagwettergefahr sind Wettersprengstoffe mit den entsprechenden Schießstufen und Höchstlademengen vorgeschrieben, wodurch der Vortrieb erheblich verlangsamt wird. Der Sprengstoffverbrauch schwankt je nach Gesteinfestigkeit zwischen 0,8 und 1,4 kg/fm³.

7. — Die Ladearbeit von Hand. Kurzstielige Steinschaufeln, Hacken, Schaufelbleche, seltener Kratze und Trog ist das bei der Ladearbeit von Hand benötigte Gezähe.

Von besonderer Bedeutung ist hierbei die Herstellung des „Einbruchs" in das Haufwerk. Er hat den Zweck, den Kübel möglichst tief in das Haufwerk stellen zu können, um beim Schaufeln an Hubarbeit zu sparen. Der Einbruch wird alsdann in Richtung auf die Stöße erweitert, wobei das aufgeböschte Haufwerk auf Ladebleche heruntergekratzt wird. Hierbei arbeiten meist zwei Leute zusammen: der eine Arbeiter kratzt das Haufwerk auf die Schaufel oder das Ladeblech und der zweite belädt den Kübel. Die zeitraubende Arbeit der Herstellung eines Einbruchs ist nicht erforderlich, wenn das Haufwerk durch entsprechendes Laden der Schüsse zu einer möglichst hohen Böschung aufgeschossen worden ist und das Böschungstiefste einen natürlichen Einbruch bildet.

Die Wegfülleistung beträgt in *trockenen Schächten* ohne Nebenarbeiten und unter der Voraussetzung, daß je Mann eine Arbeitsfläche von 3 m² zur Verfügung steht, bis 1,2 rm³/Mh bei Tonschiefer und 1—1,1 rm³/Mh bei Sandstein. Unter Berücksichtigung des Festmachens der Sohle und des Einbringens des vorläufigen Ausbaus kann mit Leistungen von etwa 0,8—1 rm³/Mh gerechnet werden.

In *nassen Schächten* sinkt die Leistung schnell ab, so daß bei Wasserzuflüssen von 1,5—2 m³ je Minute ein Abteuffortschritt kaum mehr erreicht werden kann. Bei etwa 0,5 m³/min zieht man es daher vielfach schon vor, die Wasserzuflüsse durch Zementieren abzusperren. Bei einem Wasserzufluß von mehr als 25 l/min pflegen die Schachtbaufirmen Sonderkosten zu berechnen.

8. — Die Ladearbeit mittels Greifer[1]. Seit Jahrzehnten werden schon Zweischalengreifer bei Vorschächten, bei Schächten bis etwa 50 m Teufe und beim Senkschachtverfahren benutzt. Diese Bagger hängen an einem der Schachtteufe entsprechenden Seil, werden von über Tage aus zur Sohle heruntergelassen, füllen sich dort und werden über Tage entleert. Bei größeren Teufen ist dies Verfahren jedoch nicht anwendbar, außerdem ist die Schließkraft der durch Seilzüge betätigten Greifer für harte Gesteine zu gering.

[1] Middendorf, H.: Die Mechanisierung des Abteufens. Glückauf 1954 S. 1025; — ferner W. Gossens: Die Mechanisierung des Abteufens von Blindschächten. Glückauf 1954 S. 1035.

Erst mit dem *Mehrschalengreifer* oder *Polypgreifer* der Firmen Demag, Duisburg, und W. Scheidt in Kettwig ist hier ein Wandel eingetreten und eine Lademaschine für das Wegfüllen von Haufwerk in Haupt- und Blindschächten geschaffen worden. Die Bestandteile des Greifers sind: 1. der Greiferkopf, über dem die Aufhängung am Tragseil erfolgt, 2. der Druckluftzylinder mit Kolben und Kolbenstange, 3. das Schalenquerhaupt und 4. die Greiferschalen mit den Druckstangen, deren Zahl fünf oder sechs beträgt (Abb. 74). Der Druckluftzylinder ist im Greiferkopf lose und pendelnd aufgehängt, wie auch alle anderen Gelenke und Verbindungen zwischen den Einzelteilen so beweglich sind, daß sich der Greifer Unebenheiten der Haufwerksoberfläche anpassen kann.

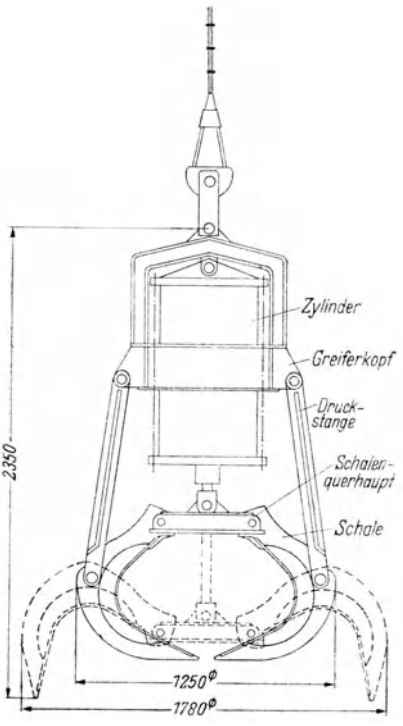


Abb. 74. Mehrschalengreifer von 300 l Greiferinhalt

Der Greifer muß geöffnet, gefüllt und wieder geschlossen werden. Diese vom Druckluftzylinder bewirkten Vorgänge werden wie das Entleeren über dem Kübel über einen Vierwegehahn durch Zugketten gesteuert. Das Heben und Senken des Greifers geschieht durch eine Winde. Schließlich muß er auch in horizontaler Richtung bewegt werden können, damit er an allen Stellen der Schachtsohle das Haufwerk ergreifen kann. Diese Bewegung des am langen Seil hängenden Greifers kann von Hand geschehen. Es ist dies bei größeren Schachtdurchmessern umständlich und wegen des Hin- und Herpendelns des Greifers auch schwierig. Mechanische Hub- und Schwenkvorrichtungen sind daher vorzuziehen. Als solche dienen der Wanddrehkran und die Greiferbühne. Für die Ausführung und Prüfung von Greiferanlagen hat das Oberbergamt Dortmund Richtlinien erlassen[1].

9. — Der Wanddrehkran. Der Wanddrehkran (Abb. 77) besteht aus einer etwa 9 m hohen Stahlgitterkonstruktion. An einem Seil hängend wird er längs der Schachtwand verfahren. In Arbeitsstellung hakt er sich in Taschen der Schachtwand ein. Im Gittergerüst sind drei Druckluftmotoren, der Stand für den Bedienungsmann sowie die Verlagerung für den Ausleger, über den das Greiferseil geführt wird, untergebracht. Der Ausleger kann gehoben, gesenkt und geschwenkt werden. Ein Motor treibt die Greifer-

[1] Verfügung OBA Dortmund 110—11/811/56 vom 1. 8. 1956: Richtlinien für Greiferanlagen beim Abteufen von Tages- und Blindschächten.

winde an, der zweite die Winde für das Heben und Senken des Auslegers und der dritte das Schwenkwerk.

Dem Vorteil der großen Beweglichkeit des Auslegers steht der Nachteil gegenüber, daß er mit dem Förderkübel zusammenstoßen kann. Das wird durch kurzes Anhalten des Kübels oberhalb des Wanddrehkrans vermieden. Die langgestreckte und schmale Form des Gerätes erlaubt seine Verwendung in Schächten recht unterschiedlicher Querschnittsform und -größe. Auch kann es zu Reparaturzwecken leicht nach über Tage gefördert werden.

10. — Greiferbühnen. Die Greiferbühnen werden in Form von Zirkelkranbühnen und Kastenbühnen hergestellt. Sie haben gemeinsam, daß sie mit Hubwinde und Schwenkwerk ausgestattet sind, an einem Seil im Schacht verfahren und in Arbeitsstellung im Schachtstoß durch Riegel festgelegt werden. Je nachdem, ob sie auch als Mauerbühne dienen sollen oder nicht, werden sie mehrbödig oder nur einbödig gebaut. Sie unterscheiden sich durch die Art der Schwenkeinrichtung.

Die Zirkelkranbühne erlaubt, den Greifer kreisförmig über den Schachtquerschnitt zu bewegen. Die Kastenbühnen haben eine rechteckige Form und können den Greifer nur in ihrer Längsachse durch den Schacht bewegen. Im letzteren Fall liegt ein größerer Teil des Haufwerks außerhalb des Fahrbereichs der Hubwinde, so daß zusätzlich von Hand geschwenkt werden muß. Dies ist aber bei einem 300 l-Greifer — sofern ein genügend langes Seil (mindestens 15 m) vorhanden ist — von 2 Mann durchaus möglich.

Im ganzen gesehen sind die Greiferbühnen schwerer und teurer als der Wanddrehkran und zudem jeweils nur für einen bestimmten Schachtquerschnitt geeignet. Auch ist ihr Schwenkbereich geringer.

11. — Ladeleistung bei der Arbeit mit einem Greifer. Die Ladeleistung hängt nicht nur von der Greiferleistung, sondern auch von der Leistung der Kübelförderung ab.

Die *Greiferleistung* ist vom Greiferinhalt, vom Greiferfüllungsgrad sowie von der Zeit für ein Greiferspiel abhängig. Heute werden für Hauptschächte Greifer mit 500 l Inhalt als günstig angesehen, während man in Blindschächten 200—300 l-Greifer verwendet. Der Greiferfüllungsgrad ist bei feinstückigem weichem Haufwerk 1 und sinkt bei grobstückigem hartem Haufwerk auf 0,75. Auch steigt mit zunehmender Stückigkeit und Härte des Gesteins die Zeit für ein Greiferspiel, z. B. bei einem Wanddrehkran und einem 300 l-Greifer, von 30 auf 45 Sekunden. Durch geeignete Maßnahmen bei der Schießarbeit (z. B. Millisekundenzündung und etwas größere Lochzahl) wird man daher ein ladegerechtes Haufwerk zu erreichen trachten. Unter der Voraussetzung störungsfreien Arbeitens in vollem Haufwerk kann somit die Ladeleistung eines 300 l-Greifers 36 rm^3/h bei feinstückigem weichem Gestein betragen und auf 18 rm^3/h bei grobstückigem hartem Gestein absinken. Bei einem 500 l-Greifer liegen die entsprechenden Werte zwischen 60 und 40 rm^3/h. Die tatsächlich erreichbare Leistung ist jedoch um etwa 25% geringer, da Unterbrechungen der Ladearbeit eintreten, z. B. durch Einbringen des vorläufigen Ausbaus, aber auch durch Bedienungsfehler am Greifer und bei der Kübelförderung sowie durch Seilfahrt und Materialförderung. Wenn der Greifer die feste Sohle erreicht, vermindert sich die Ladeleistung erheblich, da er dann nur mit geringerem

Füllungsgrad arbeitet und zum Schluß das Haufwerk zusammengekratzt werden muß. Laden von Hand ist dann meist wirtschaftlicher.

Die Leistung der Kübelförderung (Abb. 75) ist durch die stündlich zu fördernde Kübelzahl sowie durch den Kübelinhalt gegeben. Bis 300 m Teufe können höchstens 22 Kübel, im Durchschnitt nur 19 Kübel je Stunde gefördert werden. Bei 1000 l-Kübeln können also nur 17 rm³/h, bei 1250 l-Kübeln 21 rm³/h gefördert werden. Bei einer durchschnittlichen Ladeleistung des Greifers von 27 rm³/h bei kleinstückigem und von 18 rm³/h bei grobstückigem hartem Haufwerk reichen nur im letzteren Fall 1250 l-Kübel aus, während bei kleinstückigem Haufwerk größere Kübel gewählt werden müßten. Bei größeren Teufen klaffen die Lade- und die Förderleistung noch weiter auseinander, und erst recht ist dies der Fall, wenn mit 500 l-Greifern gearbeitet wird. Die weitere Entwicklung wird also wahrscheinlich zur Benutzung großer Kübel führen. Aber auch eine höhere Fördergeschwindigkeit kann Erleichterung schaffen (Abb. 76).

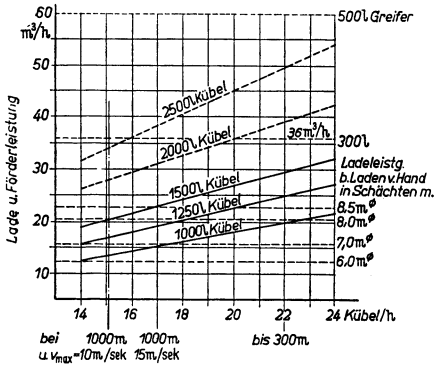


Abb. 75. Leistung der Kübelförderung in Abhängigkeit von der Zügezahl je Stunde und bei verschiedener Kübelgröße

Bei einer Schüttungszahl von 2 rm³/fm³ ist bei einer Abschlaglänge von 2,5 m die Haufwerkssäule 5 m hoch. Hiervon werden 3,6 m mit durchschnittlicher Leistung, 0,80 m mit abnehmender Leistung durch den Greifer und die restlichen 0,6 m von Hand geladen.

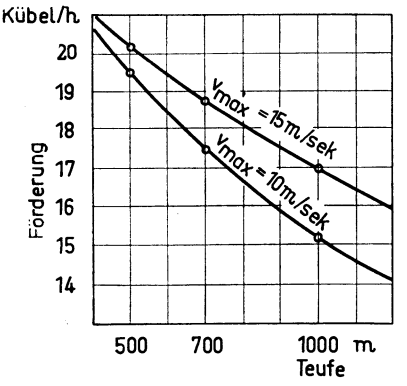


Abb. 76. Leistung der Kübelförderung in Abhängigkeit von Teufe und Fördergeschwindigkeit

Eine wesentliche Erhöhung der Lade- und Förderleistung ist in Schächten großen Aushubdurchmessers durch Verwendung von zwei Fördermaschinen und zwei Greifern möglich. Auch könnte für Seilfahrt, Materialförderung und als Notfahrt eine eintrümmige Trommelförderung vorgesehen werden. Ein besonders hoher Abteuffortschritt von rd. 175 m/Mon. wurde mittels eines 570 l-Polypgreifers in einem Schacht von rd. 8 m Durchmesser in Südafrika erzielt[1]. Der Greifer lud einen 2500 l-Abteufkübel in 3 Minuten, während beim Laden von Hand mindestens 7—8 Minuten erforderlich waren.

[1] Anonym: The Vlakfontein grab facilitated twice the normal sinking rate and halved usual native complement. S. Afric. Min. Engng. 3 Nr. 3149 (1953) S. 635.

12. — Belegung. Leistungen. Wenn es, wie es die Regel ist, auf schnelles Abteufen ankommt, wird auf der Schachtsohle in 4 „Dritteln" gearbeitet, d. h. es werden täglich 4 Schichten von je 6 Stunden Dauer verfahren. In dieser verkürzten Schichtzeit ist es nicht üblich, längere Ruhepausen einzulegen. Auch findet die Ablösung auf der Sohle statt, so daß die Abteufarbeit ohne Unterbrechung weiterläuft.

Bei *Ladearbeit von Hand* wird der höchste Abteuffortschritt in Schächten von 5—7 m lichtem Durchmesser im allgemeinen erzielt, wenn die Stärke der auf der Sohle arbeitenden Belegschaft so gewählt ist, daß auf jeden Mann ein Arbeitsplatz von 2,4 m^2 entfällt. Bei geringerer Belegung und einer infolgedessen größeren Arbeitsfläche je Mann steigt zwar die Schachthauerleistung, jedoch sinkt der Abteuffortschritt. Wollte man anderseits die Belegung erhöhen, so daß je Mann ein Arbeitsplatz von weniger als 2,4 m^2 zur Verfügung stünde, so würde, da die Leute sich gegenseitig behindern und nicht voll beschäftigt wären, ein rasches Absinken der Hauerleistung die Folge sein. Bei der höchsten Monatsleistung liegt allerdings nicht der Bestwert der Wirtschaftlichkeit. Die geringsten Kosten je Meter Schacht werden vielmehr erzielt, wenn der Arbeitsplatz je Mann etwa 3 m^2 groß ist. Werte, die darüber- oder darunterliegen, werden mit höheren Kosten erkauft[1]. Es ergibt sich also

$$\text{Belegschaft auf der Sohle je Drittel} = \frac{\text{Ausbruchquerschnitt}}{\text{Arbeitsplatz}} \frac{(m^2)}{(m^2/\text{Mann})}.$$

Bei der *Verwendung von Greifern* werden im allgemeinen 8 Mann beschäftigt, und zwar bei allen üblichen Schachtdurchmessern. Während des Ladens aus vollem Haufwerk wird ein Teil davon mit Nebenarbeiten, wie Nachspitzen der Stöße, Bedienung der Pumpe und Einbringen des vorläufigen Ausbaus, beauftragt. Während des Festmachens der Sohle sind dagegen alle Mann zum Laden erforderlich. Es könnte dann sogar eine noch größere Anzahl von Leuten beschäftigt werden, was jedoch aus organisatorischen Gründen schwierig ist. Um eine gleichmäßige Belegung für alle Drittel zu erreichen, wird in Zukunft angestrebt werden, durch technische Verbesserungen auch bei den anderen Arbeitsvorgängen mit weniger Leuten auszukommen, d. h. während 4 Dritteln $4 \times 8 = 32$ Mann statt z. B. 64 Mann einzusetzen, die bisher in einem Schacht von 8 m Ausbruchdurchmesser üblich waren.

Auch die Stärke der *Übertagebelegschaft* nimmt mit dem Ausbruchquerschnitt und dem Abteuffortschritt zu und beträgt zwischen 30 und 40 Mann je Tag bei dreischichtigem Betrieb.

Die *Schachthauerleistungen*, die übrigens mit zunehmendem Schachtdurchmesser größer werden, liegen, wenn die Ladearbeit von Hand durchgeführt wird, bei 1,6—2 fm^3/MS, bei Benutzung von Greifern bei 2,5 bis 4 fm^3/MS.

Diese Steigerung der Schachthauerleistung wirkt sich in einer Verminderung der Lohnkosten und auch der Gesamtabteufkosten sowie in einer Erhöhung des Abteuffortschritts aus. Jedoch setzt ein höherer Abteuffort-

[1] Mohr, F.: Leistungstechnische Grundlagen beim Schachtabteufen. Dissertation, Clausthal 1940.

schritt insbesondere bei weiten Schächten Kübel von wenigstens 1500 l Inhalt voraus.

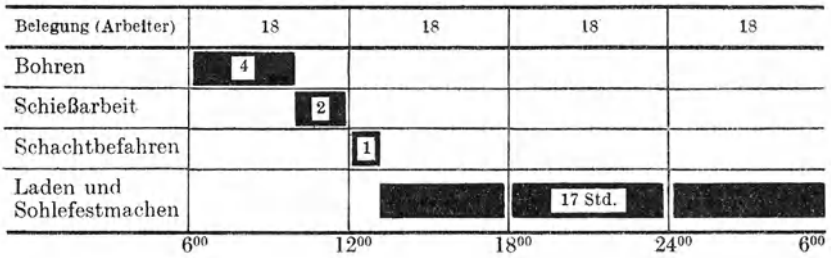
Für den je Monat erreichbaren *Abteuffortschritt* ist es zudem wesentlich, ob gleichzeitig geteuft und gemauert oder betoniert wird oder ob diese Betriebsvorgänge in langen Sätzen abwechselnd stattfinden. Bei der erstgenannten Organisationsform und Laden mit dem Greifer sind 55—90 m je Monat, im zweiten Fall Werte von 50—60 m erreichbar.

Wird dagegen von Hand geladen, liegen die monatlichen Abteuffortschritte bei 35—40 m, wenn in langen Sätzen abwechselnd, und bei 50—60 m, wenn gleichzeitig geteuft und gemauert wird.

Die Leistungen sind zudem am höchsten, wenn ein regelmäßiger Wechsel, d. h. ein bestimmter Rhythmus der Arbeiten innegehalten wird. Der nichtrhythmische Betrieb weist im Vergleich zum rhythmischen eine Leistungseinbuße von 10—20% auf.

13. — Belegungsbeispiele. Es sei je ein Belegungsbeispiel mit Laden von Hand und mittels Greifer für den gleichen Schacht mitgeteilt. Der Ausbruchdurchmesser betrage 8,44 m, der lichte Durchmesser 7,31 m. Die entsprechenden Flächen belaufen sich auf 55,9 und 42 m². Je Meter sind 13,9 m³ Mauerung einzubringen.

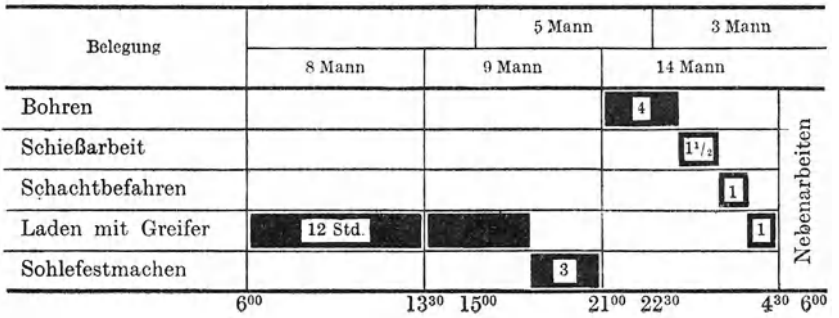
1. Beispiel: Laden von Hand.



Bei einem täglichen Abschlag von 2,2 m oder einer Mauerleistung von 7 m/Tag beträgt der monatliche Abteuffortschritt 38,50 m. Das entspricht einer Abteufleistung von 1,71 fm³/MS oder einer Mauerleistung von 1,36 m³/MS. Aus Ausbruch und Mauerwerk je Monat errechnet sich die Schachthauerleistung, wenn die Schichten einschließlich der für Nebenarbeiten verwendeten berücksichtigt werden: $\frac{38{,}5\,(55{,}9 + 13{,}9)}{25 \times 72} = 1{,}49$ m³/MS.

Bei 25 Arbeitstagen je Monat stehen $17^1/_2$ Teuftage, $5^1/_5$ Mauertage und 2 Tage für Nebenarbeiten zur Verfügung.

2. Beispiel: Laden mittels Greifer.



Der Abteuffortschritt wird bei absatzweisem Teufen und Ausbauen wesentlich durch die Art des Ausbaus beeinflußt. In diesem Beispiel seien die erreichbaren Leistungen bei Ausbau in Beton oder in Mauerung bei einem Abschlag von 2,2 m/Tag gegenübergestellt.

	Abteuf-fortschritt	Abteuf-leistung	Ausbauleistung		Schacht-hauer-leistung
	m/Mon.	fm^3/MS	m/Tag	m^3/MS	m^2/MS
Beton	42	3,17	7,0	2,5	3,0
Mauerung	37	3,17	4,5	1,6	2,74

Während 25 Arbeitstagen muß also entweder 19 Tage geteuft und 6 Tage betoniert oder nur $16^3/_4$ Tage geteuft und $8^1/_4$ Tage gemauert werden.

b) Die Einrichtungen für die Förderung

14. — Abteufgerüst. Fördergerüste für das Schachtabteufen werden aus Holz oder Stahl erstellt. Das *Holzgerüst* hat den Vorteil, daß es bei mehrfacher Verwendung verhältnismäßig leicht bauliche Veränderungen zuläßt. Seitliche Streben stützen das Gerüst in der Richtung des Seilzuges nach der Fördermaschine hin ab. Die Höhe solcher Gerüste schwankt zwischen 12 und 35 m. Die Kosten eines Gerüstes, das 3—5mal wieder verwandt werden kann, liegen bei 25000—100000 DM.

Abteuftürme aus Stahl (Abb. 77) können nur für die Zwecke des Abteufens bestimmt sein und werden später durch das endgültige Fördergerüst ersetzt. Es ist aber auch möglich, das endgültige Fördergerüst oder zum mindesten Teile davon schon zum Abteufen zu benutzen.

Als besonderer Vorteil des stählernen Abteufgerüstes wird seine Unbrennbarkeit geltend gemacht. Brände hölzerner Gerüste sind allerdings außerordentlich selten. Ihnen kann durch Behandlung des Holzes mit Feuerschutzmitteln, durch eine Berieselungsanlage sowie durch Verzicht auf Aufenthaltsräume innerhalb des Abteufgerüstes vorgebeugt werden. Auch kann für hölzerne Türme eine Verschalung aus unbrennbarem Stoff gewählt werden.

In der Regel sind an einem Abteufgerüst mindestens drei Bühnen zu unterscheiden, eine obere für die Verlagerung der Seilscheiben und der Rollen für die Spannseile, eine Zwischenbühne zum Kippen oder Aushängen des Fördergefäßes und die untere, die als Rasenhängebank dient, auf der die kräftigen Schachtklappen zum Abdecken des Schachtes angeordnet sind. Abb. 78 zeigt die Anordnung der verschiedenen Winden beim Schachtabteufen.

15. — Abteuffördermaschine. Für die Abteufförderung pflegt man den elektrischen Strom als Antriebsenergie dem Dampf vorzuziehen. Zum Antrieb werden asynchrone Drehstrommotoren mit Schleifringläufer benutzt. Die Fördergeschwindigkeit ist in der Regel 10—15 m/sek. Für geringe Teufen genügen Maschinen mit 40—70 kW Leistung. Für größere Teufen wählt man Maschinen mit 400—500 kW und noch darüber. Zur Vermeidung des Dralls, der beim Schachtabteufen um so lästiger wirkt, als gewöhnlich noch keine festen Führungen vorhanden sind und unterhalb des

Spannlagers (s. Ziff. 18) der Kübel frei im Schacht hängt, pflegt man Bobinen und Flachseile zu bevorzugen.

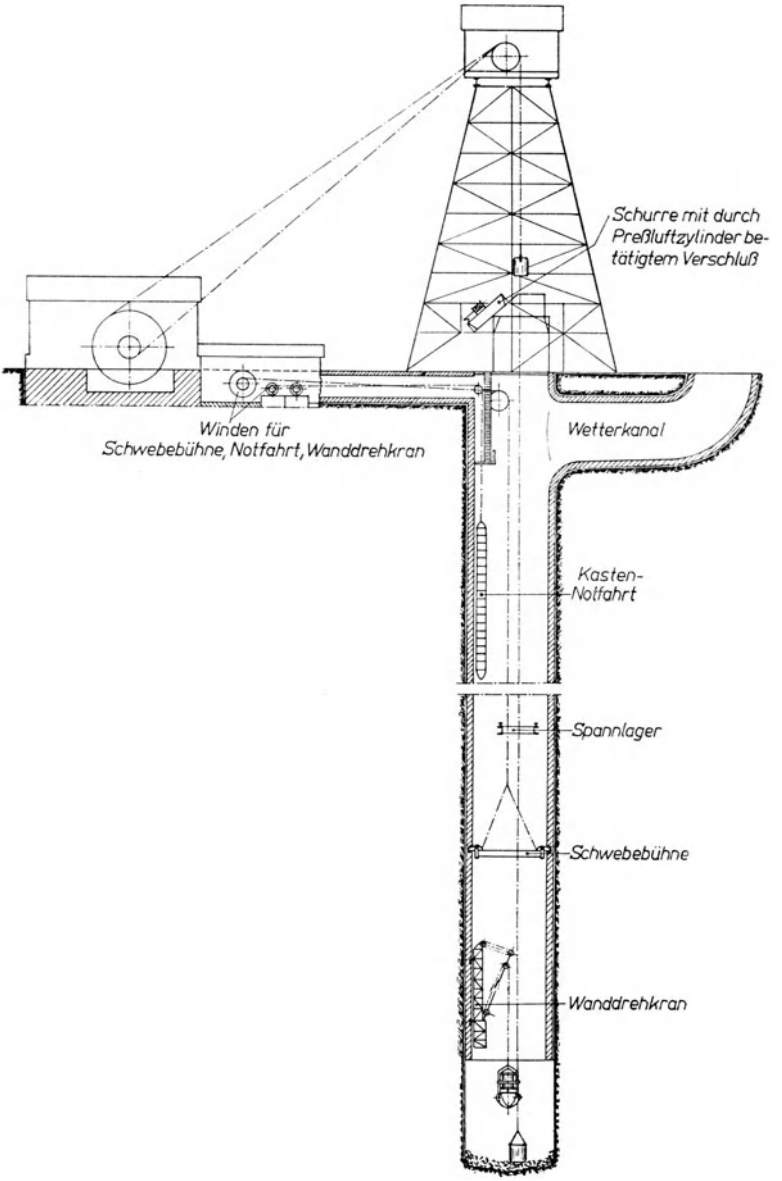


Abb. 77. Abteufgerüst und Abteufeinrichtungen bei einem Hauptschacht

Allerdings wird das Flachseil mit zunehmender Förderlast stärker gewählt und dadurch steifer, was beim Kübelkippen nachteilig ist. Auch

besteht die Gefahr, daß es sich beim Hochfahren ohne Last (mit leeren Karabinerhaken) so lose auf der Bobine aufwickelt, daß der Gegenkübel nicht mehr die Sohle erreicht. Im britischen, amerikanischen und südafrikanischen Schachtbau werden daher Trommelfördermaschinen und verschlossene drallfreie Rundseile vorgezogen, wobei bis zu fünf Seillagen je Trommel gestattet sind im Vergleich zu nur zwei Seillagen bei uns.

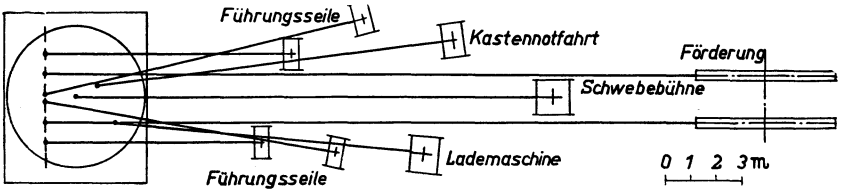


Abb. 78. Anordnung der Winden beim Schachtabteufen

16. — Die Fördergefäße. Als Fördergefäße werden im allgemeinen Abteufkübel aus Stahlblech (gelegentlich auch aus Leichtmetall) verwendet (Abb. 79). Sie haben ein Fassungsvermögen von 1000—1500 l. Diese Kübelgrößen haben sich in Verbindung mit der Ladearbeit von Hand entwickelt, bei der die Lade- oder Wurfhöhe begrenzt ist. Bei Verladung des Haufwerks durch Greifer sollten größere Kübel verwendet werden. Hierbei müssen Kübel und Greifer unter Berücksichtigung des Greiferfüllungsgrades und des -durchmessers aufeinander abgestimmt werden, damit der Kübel mit möglichst wenig Hüben gefüllt werden kann. Zum Beispiel füllt ein 500 l-Greifer bei 80%iger Füllung einen 1500 l-Kübel mit 4 Hüben, ein 300 l-Greifer mit 6 Hüben. Die Kübel werden über den umlegbaren Kübelbügel am Zwischengeschirr des Förderseils mit einem Karabinerhaken befestigt. Der Bügel muß beim Umlegen so weit überstehen, daß die durch Federdruck geschlossene Sperrklinke des Karabinerhakens beim An- und Abschlagen des Kübels durch einen Handgriff bequem geöffnet werden kann.

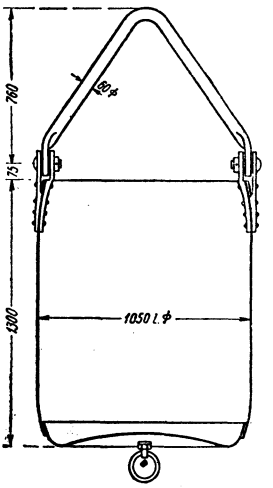


Abb. 79. Abteufkübel von 1000l Inhalt

Da die Fördergeschwindigkeit bis 15 m/sek betragen kann, ist es möglich, große Förderleistungen zu erzielen. Bei 10 m/sek mittlerer Geschwindigkeit und einem Zeitaufwand von 100 Sekunden für das An- und Abschlagen der Kübel beträgt bis 1000 m Teufe die Zeit für einen Zug 3,3 Minuten. In einer Stunde können also 18 Züge gemacht werden.

17. — Die Führung der Kübel. Die Führung der Kübel im Schacht während der Förderung erfolgt, falls nicht sofort beim Abteufen der Einbau des Schachtes fertiggestellt wird und endgültige Einstriche und Führungsbäume eingebaut werden, durch je zwei Führungsseile (*sp* in Abb. 81). Als

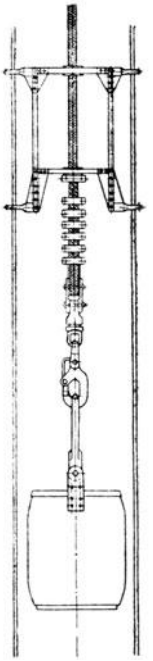


Abb. 80. Führung des Abteufkübels

solche werden Gleichschlagseile oder verschlossene Seile (s. Bd. I, S. 479/480 und 500) wegen ihrer glatteren Außenfläche bevorzugt.

Die *Führungsseile*, die entsprechend dem Vorrücken des Abteufens verlängert werden müssen, sind in der erforderlichen größten Länge auf Kabeltrommeln gewickelt, die seitlich des Schachtes an beliebigen Punkten aufgestellt sind. Von den Kabeltrommeln sind die Seile über Rollen, die auf der oberen Bühne des Schachtgerüstes verlagert sind, geführt, von wo aus sie in den Schacht hinabhängen und dem Abteufen entsprechend abgewikkelt werden können. Die unteren Enden sind an einem Spannlager, z. B. in der im Schnitt *bb* der Abb. 81 dargestellten Art, befestigt.

Da der Kübel zum Kippen und Auswechseln frei beweglich bleiben muß und deshalb keine Führungsösen erhalten kann, wird die Führung des Kübels an den Führungsseilen durch den *Führungsschlitten* vermittelt, der in der Regel aus Flachstahl hergestellt ist und mit vier Augen die Führungsseile umfaßt (Abb. 80). *Leitbäume* dürfen nur aus besonderen Gründen statt der Führungsseile benutzt werden. In diesem Fall trägt der Schlitten die bei den Fördergestellen üblichen Gleitschuhe. Während der Förderung zwischen Hängebank und Spannlager wird der Schlitten vom Einband des Förderkübelgehänges (Abb. 80) getragen. Unterhalb des Spannlagers hängt

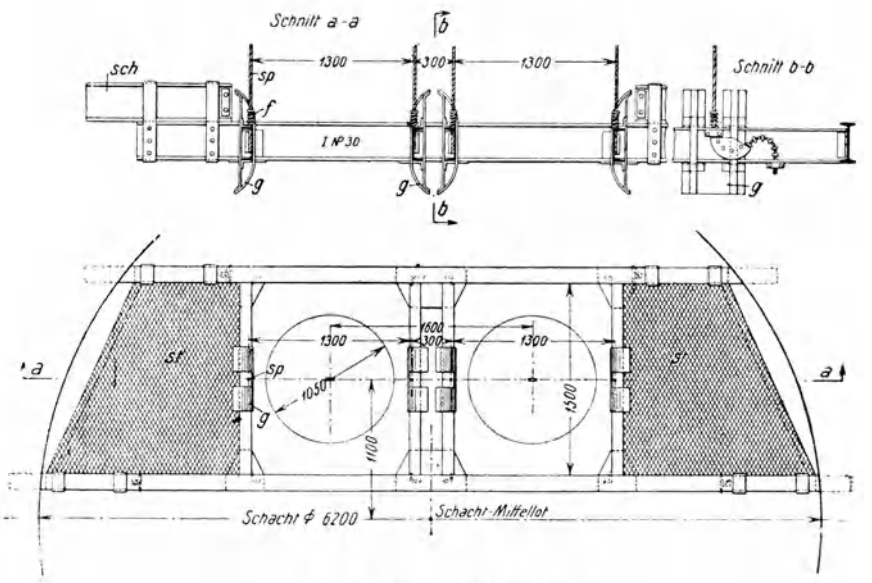


Abb. 81. Anordnung der Spannlager

der Kübel nach Aufsetzen des Schlittens frei im Schacht. Schwere Unfälle können eintreten, wenn der Führungsschlitten sich vorübergehend während des Treibens festsetzt und dann aus großer Höhe auf den Seileinband prallt. Bei Spurlattenführung ist diese Gefahr groß, während sie bei Seilführung durch richtige Bauweise des Führungsschlittens vermieden werden

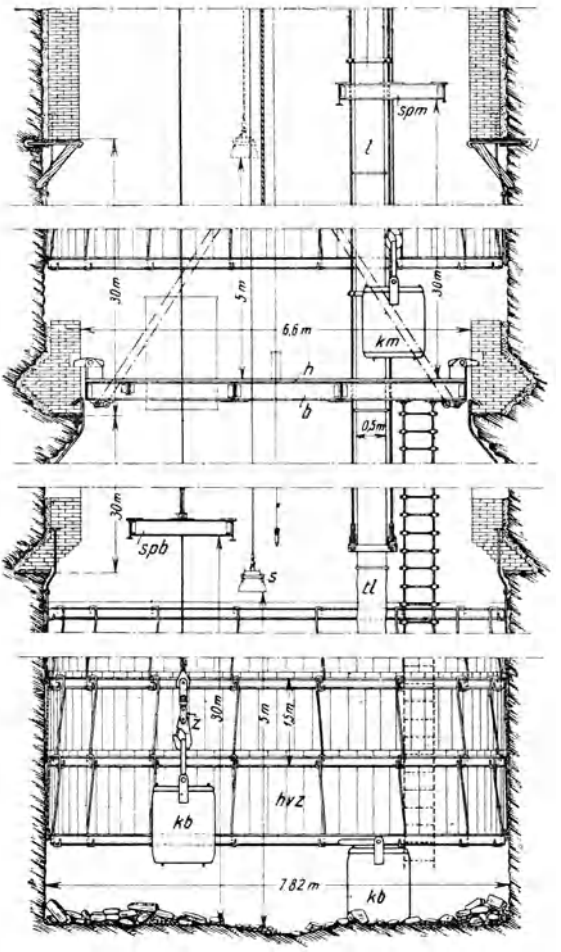


Abb. 82. Anordnung der Spannlager bei gleichzeitigem Teufen und Mauern

kann. Hierzu gehört insbesondere, daß die lichte Weite der Führungsösen das 1,5fache des Seildurchmessers beträgt.

Es sei ferner darauf aufmerksam gemacht, daß der Abstand zwischen der Oberkante des Führungsschlittens und dem Kübelboden mit zunehmender Kübelgröße wächst. Hiermit nimmt gleichzeitig der Abstand zwischen Kippbühne und Seilscheiben zu. Dieser Abstand enthält außerdem noch die sog. „freie Höhe", die bei kleineren Seilfahrtanlagen 3 m, bei größeren 6 m be-

trägt. Die Verwendung höherer Kübel bedingt daher auch eine Erhöhung des Abteufgerüstes.

18. — Spannlager. Das Spannlager kann aus einem Rahmen aus Profilstahl oder Kantholz bestehen. Es wird entweder eingemauert oder sonstwie an der Schachtauskleidung befestigt.

Abb. 81 zeigt ein stählernes Spannlager mit verschiebbaren Endstücken *sch*, die ein schnelles Ein- und Ausbauen gestatten. Um auf dem Spannlager beim Einbauen und Verlegen arbeiten zu können, sind die beiden Trumme *st* durch Stahlbleche abgedeckt.

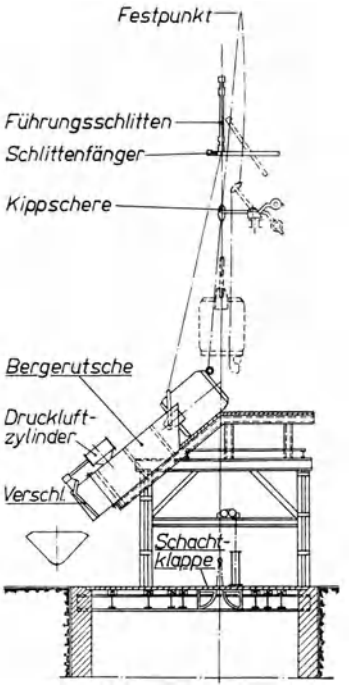


Abb. 83. Entleeren des Kübels über Tage

Entsprechend dem Tieferwerden des Schachtes müssen die Spannlager von Zeit zu Zeit nach unten verlegt werden. Ihr Abstand von der Sohle darf in Hauptschächten 50 m, in Blindschächten 30 m nicht überschreiten.

Beim gleichzeitigen Abteufen und Ausmauern sind zwei Spannlager notwendig, und zwar ein oberes für die Materialförderung und ein unteres für die Bergeförderung. In Abb. 82 sind sie im Querschnitt dargestellt und mit *spm* und *spb* bezeichnet. Die Führungsseile und Führungsschlitten sowie die Förderseile liegen in beiden Fällen in einer zur Abbildung senkrechten Ebene und sind daher nur durch einen Strich dargestellt. *km* ist der Materialkübel, *kb* die Bergekübel, *b* die Mauerbühne und *s* eine Starkstromleuchte; *l* stellt die Luttenleitung dar, die nach unten in einer Tuchlutte *tl* endigt.

19. — Das Entleeren der Kübel. Die Förderkübel werden über dem Schacht in einen Bergekasten als Zwischenbehälter, der für mehrere Kübelfüllungen Raum bietet, oder über einer Schurre entleert. Aus ihr fallen nach Öffnung eines Schiebers die Berge in die untergeschobenen Kipploren oder Lastwagen. Das Kippen des Kübels geschieht mittels Kippkette, die in einen Bodenring des Kübels eingehängt wird und so mit dem Schlittenfänger (Abb. 83) verbunden ist, daß der Führungsschlitten während des Kippvorgangs zurückgehalten wird, damit der Kübel weit genug ausschwenken kann. Beim Hochziehen des gekippten Kübels schlägt der Schlittenfänger durch ein Gegengewicht zurück und gibt den Führungsschlitten wieder frei.

20. — Die Schachtklappen. Zur Sicherung der Sohlenbelegschaft sind Abteufschächte durch dichte Bühnen und Schachtklappen abzudecken. Meist sind zwei Klappensysteme vorhanden, eines auf der Rasenhängebank (Abb. 83), das andere auf der Kippbühne. Jede Schachtklappe besteht aus zwei beweglichen Flügeln. Sie sind durch Seilzüge untereinander verbunden und werden durch Druckluftzylinder geöffnet und geschlossen. Ihr Öffnen

ist nur gestattet, wenn die Kübel durchgelassen werden sollen. Sind zwei Klappensysteme vorhanden, so können bei der Bergeförderung die Klappen auf der Rasenhängebank ständig geöffnet bleiben, wenn der Zugang zum Schacht durch Gittertore versperrt ist.

c) Sonstige Betriebseinrichtungen

21. — Bewetterung. Bis etwa 30 m Teufe pflegt man ohne künstliche Hilfsmittel beim Schachtabteufen auszukommen, da ja die Wirkung der Diffusion durch das Auf- und Niedergehen der Fördergefäße und durch die Bewegung der Menschen erhöht wird. Auch tritt zumeist ein schwacher natürlicher Wetterzug dann auf, wenn die Luft an den Stößen sich abkühlt, hier niedersinkt und dafür in der Schachtmitte aufsteigt.

Für größere Teufen wendet man Sonderbewetterung an. Man gebraucht der festen Verbindungen wegen meist Flanschenlutten. Wird der endgültige Einbau erst später eingebracht, so befestigt man die Lutten mittels Schellenbändern und Ankereisen in der Mauerung. Als unteres Ende gebraucht man gern Plastik- oder Tuchlutten (*tl* in Abb. 82), die an einem bis zu einer Winde über Tage führenden Seil hängen. Sie besitzen den Vorteil, daß sie beim Schießen leicht angehoben werden können. Der Durchmesser der Lutten beträgt bei tiefen Schächten 500—700 mm. Die blasende Bewetterung wird im allgemeinen bevorzugt, wobei eine Wettermenge von 250 m^3/min meist ausreicht.

Gewöhnlich macht die Bewetterung der Schächte keine besonderen Schwierigkeiten. Trotzdem ist für alle Fälle, wo es sich um ein noch nicht aufgeschlossenes Gebirge handelt und schädliche Gase auftreten können, eine reichliche und gute Ausstattung der Bewetterungseinrichtungen anzuraten. Wettermengen von 1000 und 2000 m^3/min können dann in Frage kommen. Im Ruhrgebiet haben mit Grubengas erfüllte Klüfte, die im Deckgebirge angefahren wurden, dem Schachtabteufen mehrfach erhebliche Schwierigkeiten[1] bereitet. In Kalischächten hat man außerdem vereinzelt mit Schwefelwasserstoff zu kämpfen gehabt.

Ist das Auftreten schädlicher Gase zu erwarten, so führt man Vorbohrungen zur Untersuchung des Gebirges aus. Auch ist es zweckmäßig, für solche Fälle von vornherein die Möglichkeit einer saugenden Bewetterung vorzusehen.

22. — Beleuchtung. Tragbare Grubenlampen genügen in der Regel nicht, auch wenn jeder Mann zur Notbeleuchtung damit ausgerüstet ist. Größere Lampen werden daher benutzt, und zwar genügt es, bei Ladearbeit von Hand nur die Schachtsohle zu beleuchten, während bei Verwendung eines Greifers auch die Hub- und Schwenkvorrichtung sowie der Raum zwischen Greifer und Schachtsohle beleuchtet werden muß. Zur Beleuchtung dienen elektrische (wenn nötig, schlagwettergeschützte) Schachtlampen, sog. Schachtsonnen mit 1—4 Glühbirnen von je 250 bis 500 Watt. Ihr Gewicht schwankt zwischen 30 und 50 kg. Sie hängen an einer Gummischlauchleitung, die außer den beiden Stromleitern zwei

[1] Im Schacht 3 der Zeche Ewald lieferte ein angefahrener Bläser längere Zeit durchschnittlich 6,2 m^3 CH_4 je min, so daß Wettermengen bis zu 1800 m^3 je min notwendig wurden.

Tragseile enthält. Die Gummischlauchleitung ist über Tage in der für die Gesamtteufe erforderlichen Länge auf eine Trommel gewickelt und hängt frei im Schacht. Vor dem Schießen werden die Schachtsonnen hochgezogen.

Auch Akkumulatorlampen und Druckluftleuchten werden zuweilen angewandt, im Erzbergbau außerdem große Azetylenlampen, die am Schachtstoß aufgehängt werden.

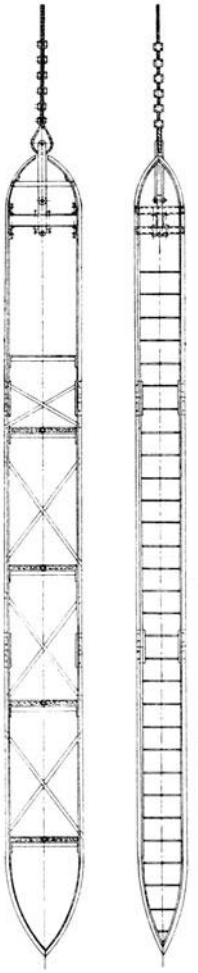


Abb. 84. Kastennotfahrt

23. — Fahrung. Die Sicherung der Abteufmannschaft (z. B. bei Wasserdurchbrüchen, Unruhe im Gebirge, Versagen der Fördermaschine) erfordert eine doppelte Fahrmöglichkeit. Diese läßt sich leicht einrichten, wenn der Schacht sofort mit dem Einbau, d. h. mit Einstrichen und Bühnen, versehen wird. Es können dann Fahrten eingebaut und neben der Kübelförderung für die Ein- und Ausfahrt der Belegschaft benutzt werden. Da Einstriche und Bühnen mit Rücksicht auf die Schießarbeit in einer gewissen Höhe oberhalb der Schachtsohle enden, wird zur Überwindung dieses letzten Stückes eine Strickleiter, die aus Drahtseilen mit stählernen Sprossen gefertigt ist, angehängt.

Soll der Schacht während des Abteufens ohne festen Einbau bleiben, so ist die Forderung einer doppelten Fahrmöglichkeit schwieriger zu erfüllen. Man pflegt dann eine sog. „Notfahrt" von 10—20 m Länge einzuhängen, die eine Anzahl von Bühnen mit Raum für je 2—3 Mann trägt. Diese Fahrt hängt an dem Förderseil eines über Tage aufgestellten Haspels, der zweckmäßig durch eine andere Energieart als die Fördermaschine angetrieben wird. Im Falle von plötzlichen Wassereinbrüchen können die Leute auf oder, wenn es sich um eine Kastennotfahrt handelt, in die Fahrt flüchten und nötigenfalls auch auf dieser durch das Seil zutage gezogen werden (Abb. 84).

Bei gleichzeitigem Abteufen und Ausmauern ist durch das Hinzutreten der Baustofförderung von der schwebenden Bühne aus für eine doppelte Fahrmöglichkeit dann gesorgt, wenn die Fördermaschinen von verschiedenen Energiearten angetrieben werden, und es braucht eine besondere Hängefahrt nur von der Schachtsohle bis zur Bühne zu reichen (siehe Abb. 82). Immerhin handelt es sich auch hier bereits um Höhen bis zu 50 m.

24. — Wasserhaltung. Die Wasserhaltung beim Schachtabteufen hat die Aufgabe, die beim Abteufvorgang zufließenden Wasser von der Schachtsohle zu entfernen. Dies geschieht entweder durch Steigleitungen und Druckpumpen oder bei geringen Zuflüssen mittels der Kübelförderung, wobei das Wasser mit Eimern, mit Schwimmer- oder mit kleinen tragbaren Kreiselpumpen in die Kübel eingefüllt wird.

Durch Wasserzuflüsse werden nicht nur die Arbeiten auf der Sohle mit ansteigender Zuflußmenge in wachsendem Maße erschwert, sondern auch erhebliche Anforderungen an die Wasserhaltung gestellt. Schon bei 100 bis 200 l/min ist die gleiche Wassermenge zu fördern wie bei einem täglichen Abteuffortschritt von 2—3 m an Haufwerk gehoben wird. Im allgemeinen wählt man bei größeren Wasserzuflüssen den Weg, sie durch Zementierung vom Schacht fernzuhalten, weil dies billiger ist, als das Wasser zu heben.

Bei Verwendung von Steigleitungen und Schwimmer- oder Kolbenpumpen kann die Druckhöhe durch Einblasen von Druckluft in die Steigleitung erhöht werden. Alle 10—20 m werden hierfür Düsen eingebaut, wodurch eine Enddruckhöhe von etwa 200 m erreicht wird. Für sehr starke Wasserzuflüsse sind elektrische Kreiselhängepumpen vorzuziehen.

25. — Nebenarbeiten. Nebenarbeiten, wie das Nachführen der Rohrleitungen, des Spannlagers und der Greiferbühne, werden im allgemeinen satzweise durchgeführt. Beim abwechselnden Teufen und Mauern in langen Sätzen geschieht dies beispielsweise nach dem Ausmauern eines Teufsatzes. Während des Teufens selbst werden die Rohrleitungen dem Abteuffortschritt entsprechend durch vorläufige Schlauchleitungen und die Luttenleitung durch fliegende Lutten verlängert.

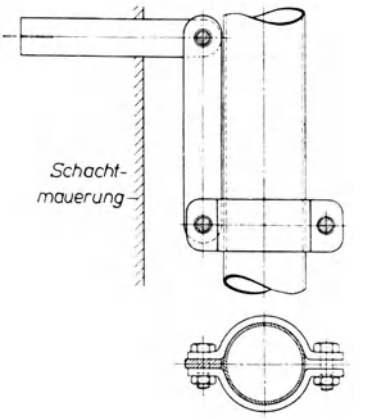


Abb. 85. Befestigung der Rohrleitung am Schachtstoß

Die Verlängerung der Rohrleitungen geschieht am besten von einer Schwebebühne aus. Steht keine Bühne zur Verfügung, so wird die Arbeit vom Kübel aus vorgenommen. Aus diesem Grunde und zur besseren Befahrung sind sämtliche Rohrleitungen in der Nähe eines Fördertrummes verlagert. Die Befestigung der Rohrleitungen und der Lutten am Schachtstoß erfolgt in der in Abb. 85 dargestellten Ausführung. Die Aufhängungen werden in den Schachtstoß eingemauert. Es sind folgende Rohrdurchmesser üblich: Druckluftleitung 100—150 mm, Wasserleitung 25—80 mm, Steigleitung 50—100 mm, Luttenleitung 500—700 mm.

Nach dem Einbau der Rohrleitungen verlegt man das Spannlager und die Hub- und Schwenkvorrichtung für den Greifer. Das Spannlager wird an den vier Spannseilen verfahren. Die Spannlagerwinden treibt man heute wie alle Kabelwinden statt von Hand mit Druckluftmotoren an, wodurch nicht nur ein gleichmäßigeres und schnelleres, d. h. in 2 Stunden durchführbares Senken des Spannlagers möglich ist, sondern auch weniger Leute nötig sind — ein Vorteil, der der geringeren Belegung bei der maschinellen Ladearbeit Rechnung trägt. Zur Ausführung der gesamten Nebenarbeiten für einen 20—30 m langen Satz werden etwa 2 Tage benötigt.

26. — Signaleinrichtungen. Allgemein üblich ist der aus einem Seilzug und einem gegen eine Blechplatte schlagenden Hammer bestehende

„Schachthammer". Oder es wird eine Druckluftpfeife benutzt, insbesondere wenn ein zweites Signal, z. B. für die Mauerbühne, notwendig ist. Es hat den Anschein, als ob diese Signalgebung dem maschinellen Ladebetrieb nicht mehr gewachsen ist und man daher zu elektrisch-akustischen oder elektrisch-optischen Signalvorrichtungen übergehen wird.

27. — Kosten. Die Höhe der Kosten hängt zunächst von dem Durchmesser des Schachtes und der Teufe, sodann aber von der Art des erforderlichen Ausbaus und ganz besonders von den Wasserzuflüssen ab. Unter den Verhältnissen des Ruhrbezirks kostet ein Schacht von 7 m lichtem Durchmesser bis etwa 800 m Teufe mit 2 Stein starker Mauerung etwa 5000—6500 DM je Meter, falls Wasserschwierigkeiten nicht auftreten. Im einzelnen gliedern sich diese Kosten etwa wie folgt:

1. Anteil an den Einrichtungen für das Abteufen	800— 900 DM
2. Löhne, Gehälter und Sprengstoffe	2200—2900 DM
3. Energie	300— 400 DM
4. Ausbau	800—1000 DM
5. Einstriche, Fahrten und Fahrbühnen	600— 800 DM
6. Sonstige Materialien	200— 300 DM
7. Verschiedenes	100— 200 DM
	5000—6500 DM

Schächte mit einem lichten Durchmesser von 4,5—5 m erfordern nur einen etwa halb so großen Gebirgsaushub und sind auf 2500—4500 DM je Meter zu veranschlagen.

B. Das Herstellen von Blindschächten

28. — Vorbemerkung. Das Herstellen von Blindschächten ist durch Abteufen oder durch Hochbrechen möglich. Im ersten Fall spricht man von Gesenken und im zweiten von Aufbrüchen. Blindschächte, die von einer unteren Sohle (Fördersohle) ausgehend nur bis zu einem Punkt zwischen dieser und der oberen Sohle (Wettersohle) reichen sollen, müssen als Aufbrüche aufgefahren werden. Das Gegenteil trifft zu, wenn ein Blindschacht von einer oberen Sohle ausgehend oberhalb der unteren Sohle enden soll. Er kann nur als Gesenk niedergebracht werden. Blindschächte, die zwei vorhandene Sohlen (oder Teilsohlen) verbinden sollen, können entweder abgeteuft oder hochgebrochen werden. Die bei der Wahl des einen oder anderen Verfahrens zu beachtenden Gesichtspunkte sind in Ziff. 37 näher behandelt.

Außer nach der Richtung ihres Auffahrens unterscheiden sich die Blindschächte nach der Form und Größe ihres Querschnitts. Am weitesten verbreitet ist die rechteckige Form, und zwar ist das stets bei kleinen Blindschächten bis 8 m^2 lichtem Querschnitt und meist auch bei mittleren Blindschächten bis 12 m^2 lichtem Querschnitt der Fall. Bei mittleren Blindschächten findet sich auch schon die runde Form, die bei Großblindschächten, die einen Querschnitt von 15 m^2 und mehr aufweisen, durchaus vorherrscht. Aber auch die elliptische Form tritt bei mittleren und großen Blindschächten auf, wenn man sich von ihr eine größere Widerstandsfähigkeit gegen den Gebirgsdruck oder eine günstigere Ausnutzung der Schacht-

scheibe verspricht. Die Häufigkeit von mittleren und großen Blindschächten nimmt im Zuge der Betriebszusammenfassung und der damit verbundenen hohen Förderleistungen der Blindschächte zu.

29. — Das Abteufen von Gesenken ist dem gewöhnlichen Abteufen von Hauptschächten insofern sehr ähnlich, als für die Bohr- und Schießarbeit, die Ladearbeit, die Förderung, Fahrung, Wetterführung, Beleuchtung und Wasserhaltung grundsätzlich die gleichen technischen und organisatorischen Mittel angewandt werden. Es sei daher nur erneut auf die entsprechenden Ausführungen über das gewöhnliche Schachtabteufverfahren (Ziff. 3 ff.) verwiesen.

Auf eine Reihe von Besonderheiten muß jedoch eingegangen werden. Diese betreffen die Vorbereitungsarbeiten für das Teufen und in gewissem Maße auch die Fördereinrichtungen, die Anordnung der Schüsse und das Schießen selbst, die Belegungsdichte, Organisation und Leistung. Auch die Möglichkeit, Großbohrlöcher als Einbruch und Rolloch zu benutzen, gehört hierher.

Die *Vorbereitungsarbeiten* für ein Gesenk bestehen in der Hauptsache in der Herstellung eines etwa 14—20 m hohen Aufbruchs. Er tritt an Stelle des Abteufgerüstes und dient zur Unterbringung der Seilscheiben, der Spannseilrollen, des Schlittenfängers sowie der Kübel-Kippvorrichtung und der Kippbühne. Die bereits erwähnte Höhe des Aufbruchs teilt sich wie folgt auf: 1. ein Abstand von 2,5—6 m von der Streckensohle bis zur Kippstellung des Kübels, 2. 5—6 m für die Höhe des Kübels mit Zwischengeschirr, Einband und Führungsschlitten, 3. eine „freie Höhe" von 3 m zwischen der obersten Betriebsstellung des Schlittens und dem nächsten Träger, 4. ein feuersicher ausgebauter Raum für die Aufnahme der Seilscheibe sowie der Spannkabelwinden oder -rollen. Die genannte Aufbruchhöhe reicht im allgemeinen auch für die endgültigen Fördereinrichtungen aus. Ist dies nicht der Fall, so muß der Aufbruch später bis zur notwendigen Endhöhe aufgefahren werden.

Der Querschnitt dieses Aufbruchs ist meist der gleiche wie der des geplanten Gesenks. Nur bei großen runden Gesenken sucht man mit einem kleinen rechteckigen Aufbruch dann auszukommen, wenn das Gesenk mit einer Wendelrutsche ausgestattet werden soll und dann nur oberhalb des Gestelltrums ein Aufbruch notwendig ist.

Die Trommelfördermaschine zieht man der Bobine vor. Als Antrieb dienen meist zweizylindrige Drucklufthäspel mit 90—120 PS Leistung. Die Maschine kann seitlich in der Strecke oder auch in einer besonderen Maschinenkammer oder — weniger häufig — im obersten Teil des Aufbruchs aufgestellt werden.

Der Förderkübel hat je nach Querschnitt und Teufe des Gesenks ein Fassungsvermögen von 300—1000 l. Der Abstand zwischen Schachtsohle und Beginn der Kübelführung darf 30 m nicht übersteigen. Der Führungsschlitten kann an Spannseilen oder an Spurlatten laufen. Die Spurlattenführung ist nur dann vorteilhaft, wenn die Spurlatten gleich in ihrer endgültigen Lage eingebaut werden können. Es besteht jedoch die Gefahr, daß sich der Schlitten zwischen den Spurlatten festklemmt und dann von größerer Höhe auf den Seileinband herunterfällt. Die Bergbehörde schreibt

daher eine zwangsläufige Verbindung zwischen Schlitten und Einband vor und genehmigt die Spurlattenführung in Gesenken von mehr als 70 m Teufe nur noch in Ausnahmefällen.

Das Kippen des Kübels sollte über einer Kippbühne vorgenommen werden. Dieses Verfahren ist leistungsfähiger und unfallsicherer als das Kippen in einen auf der Schachtklappe stehenden Förderwagen.

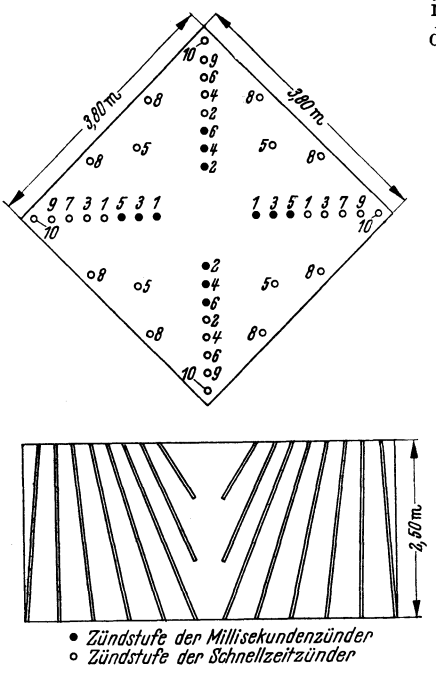


Abb. 86. Bohr- und Schießschema für das Abteufen eines quadratischen Blindschachtes

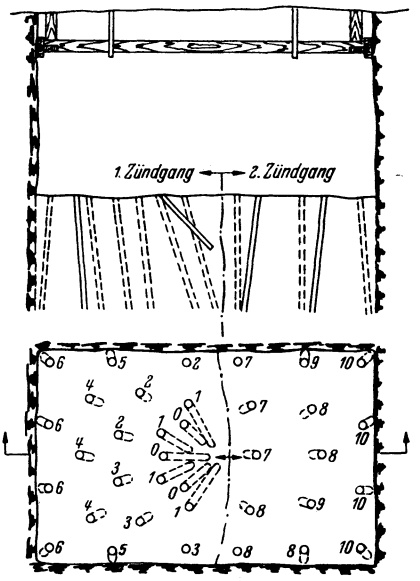


Abb. 87. Bohr- und Schießschema für das Abteufen eines rechteckigen Blindschachtes

Das Auffahren des Aufbruchs, das Aufstellen der Abteufmaschine usw. nehmen etwa 2—3 Monate in Anspruch. Erst dann kann mit dem Teufen begonnen werden.

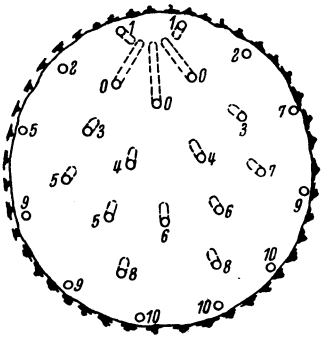


Abb. 88. Bohr- und Schießschema für das Abteufen eines runden Blindschachtes mit Einbruch am Stoß

Die Abb. 86 bis 88 geben Beispiele von Schußanordnungen und der Zündfolge. Abb. 86 zeigt eine Schußanordnung, die sich unter Verwendung von Millisekundenzündern für den erweiterten Einbruch in Verbindung mit Greiferbetrieb bewährt hat. Die Bohrlochzahl je m^2 schwankt bei rechteckigen Querschnitten zwischen 2 und 3, bei runden Schächten zwischen 1,7 und 2,5. Sie ist also in runden Schächten als Folge des günstigeren Querschnitts kleiner. In Schlagwettergruben sind Gesenke den Aufbrüchen mit Vorbohrloch gleichgestellt, so

daß, solange keine Kohle auftritt, mit den Schießstufen 1 oder 2 geschossen werden kann.

Das Wegfüllen von Hand nimmt rd. 50% der Zeit in Anspruch. Die Ladeleistung liegt bei 0,7—1 rm³/Mh. Mit Greifern werden 16 rm³/h oder — bei 4 Mann Bedienung — 4 rm³/Mh erreicht. Die Ausbruchleistung liegt beim Wegfüllen von Hand zwischen 0,9 und 1,3 fm³/MS, mit Greifer bei 1,5 fm³/MS und darüber.

Die rhythmische Arbeitsorganisation ist der nichtrhythmischen vorzuziehen. Hierbei ist es zweckmäßig, mit geringerer Abschlaglänge als dem Sollwert zu beginnen.

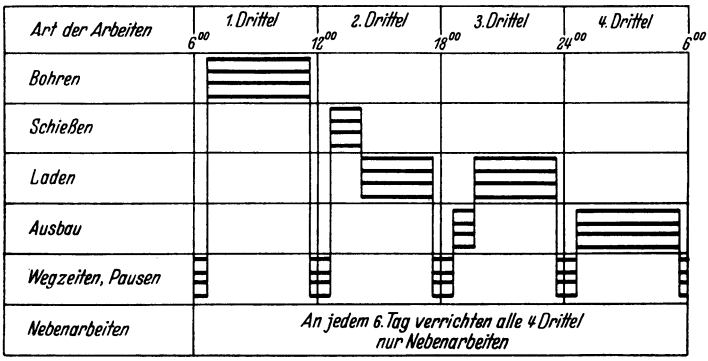


Abb. 89. Organisationsplan für das Abteufen eines Blindschachtes mit Greifer

Abb. 89 zeigt den Arbeitsplan für das Abteufen eines Gesenks von 14,5 m² Ausbruchfläche und 10 m² lichtem, quadratischem Querschnitt. Als Ausbau dient Bolzenschrotzimmerung mit Eichenbretterverzug bei einem Abstand der Rahmen von 0,68 m. Je 4 Mann arbeiten in 4 Dritteln. Es wird mit Greifer geladen. Die Ausbruchleistung beträgt 1,45 fm³/MS, der monatliche Abteuffortschritt 40 m.

30. — Das Abteufen von Gesenken mit Abförderung des Haufwerks durch ein Großbohrloch[1]. Allgemeines. — Schon seit langem ist die Möglichkeit bekannt, in Aufbrüchen mittels Bohrlöchern eine durchgehende Bewetterung zu schaffen. Verhältnismäßig spät ergab sich aber erst die Möglichkeit, auch beim Abteufen von Gesenken mit Großbohrlöchern von etwa 800 mm Durchmesser Verbesserungen zu erzielen. Zur selben Zeit, da neben dem Großbohrloch als Rolloch auch der Greiferbetrieb das Abteufen erleichtert, stehen somit zwei neue Abteufverfahren zur Verfügung. Das Abbohren dauert für ein 100 m langes Bohrloch etwa 2—4 Wochen.

[1] Trösken, K.: Der Stand des drehenden Großlochbohrens im Ruhrbergbau unter Tage. Glückauf 1954 S. 1094; — ferner K.-H. Kegel: Abteufen eines Blindschachtes mit einem Großbohrloch als Rolloch. Glückauf 1956 S. 197. — K. Trösken: Neueste Erfahrungen beim Großlochbohren im Ruhrbergbau unter Tage. Glückauf 1956 S. 581. — O. Niegisch: Erfahrungen über das Abteufen von Gesenken mit einem Vorbohrloch von 610 mm Durchmesser. Nobelhefte 1957 S. 101.

31. — Bohreinrichtungen. Wenn Bohrlöcher von mehr als 500 mm Durchmesser und 100 m Länge hergestellt werden sollten, waren die bisher verwandten Bohrmaschinen (Bd. I, S. 34ff.) nicht stark genug bemessen. Es trat schneller Verschleiß auf, so daß sich die jährlichen Instandhaltungskosten auf 30—70% des Neuwertes erhöhten.

Seit 1954 gibt es stärkere Bohrmaschinen, die mit Bohrmotoren von 30 PS und mehr ausgestattet sind und dem Bohrgestänge 20—80 U/min verleihen. Die Vorschubmotoren leisten mindestens 6 PS und erlauben Vorschubkräfte bis zu 20 t. Ferner sind Verbesserungen eingetreten, die der Bohrmannschaft eine schnellere und leichtere Arbeit erlauben. Hierzu gehören druckluftbetätigte Gestängeabfangvorrichtungen, mechanische Gestängeauswechslung und Steuertische. Schließlich sind aus Raum- und Transportgründen möglichst geringe Abmessungen und Gewichte angestrebt worden. Die neue Großlochbohrmaschine P 30 der Turmag, Sprockhövel, ist z. B. 3,7×0,78×0,86 m groß und wiegt 2,2 t.

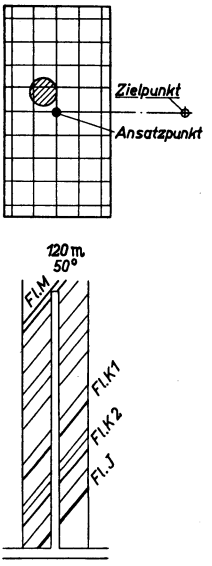


Abb. 90. Ansatz- und Zielpunkt sowie Auskommen eines Großbohrloches in steiler Lagerung

Auch die Bohrkronen und das Gestänge sind verbessert worden. Als sehr wesentlicher Fortschritt hat sich weiterhin die Einführung der aus Erdölbohrungen bekannten Rollenmeißel erwiesen[1]. Mit den größeren Vorschubkräften der Bohrmaschinen sind auch kräftigere Gestänge notwendig geworden. Die Entwicklung geht zu Gestängedurchmessern von 114,3 mm und 139,7 mm. Da es sich beim Großlochbohren im Zusammenhang mit dem Abteufen von Blindschächten um Zielbohrungen handelt, ist eine genaue Führung der Bohrkrone und des Gestänges sehr wichtig. Im ersten Durchgang, der eigentlichen Zielbohrung, die oft mit einem Rollenmeißel von 143 mm Durchmesser hergestellt wird, benutzt man 2—6 hinter dem Rollenmeißel angeordnete gerippte Zielbohrstangen, die ohne Spiel im Bohrloch sitzen. Sie sollen ein Auslenken des Bohrers aus der gewünschten Richtung verhüten. Für die Erweiterungsbohrung haben sich zusätzliche Gestängeführungen als notwendig erwiesen, die ein ruhigeres Laufen des Bohrers ermöglichen und damit sein Verkanten oder Verklemmen vermeiden. Sie werden in Abständen von 20—30 m über das Gestänge verteilt und verhindern bei starker Belastung ein Schlagen an die Bohrlochwandung. Alle Führungsteile besitzen verschleißfeste Verdurauflagen.

32. — Vorbereitende Maßnahmen für das Bohren. Um mit der Zielbohrung in jeder Teufe innerhalb des geplanten Schachtquerschnittes zu bleiben, werden Ansatz- und Zielpunkt markscheiderisch festgelegt. Gewöhnlich gibt man dem Zielpunkt eine „Vorgabe", die die Bohrlochablenkung infolge der Beschaffenheit des Gebirges ausgleichen soll (Abb. 90). Die Größe der Vorgabe nimmt namentlich gegen stärkeres Einfallen zu. Abschließend wird ein aus einem einbetonierten Stahlrahmen bestehender fester Bohrstand gebaut, der einmal dazu dienen soll, beim Zielbohren größte Genauigkeit zu erreichen und ferner die großen Kräfte aufzunehmen, die beim Erweiterungsbohren auftreten.

33. — Verlauf der Bohrung. Besondere Aufmerksamkeit muß beim Anbohren walten, da vor allem bei hartem Gebirge der Meißelbohrer nicht immer die beabsichtigte Richtung einhält. Nach dem Anbohren wird der Bohrlochansatz nachgemessen und statt der glatten Bohrstangen die Zielbohrstangen eingebracht.

Da gewöhnlich die Bohrmaschinen unterhalb der vorgesehenen Bohrlöcher aufgestellt werden, erfolgt also das Zielbohren nach oben. Um die Zielgenauigkeit nicht zu gefährden, ist der Bohrfortschritt zu begrenzen. Dieses ist um so bedeutsamer, je steiler das Einfallen, je zahlreicher der Wechsel harter und weicher

[1] TRÖSKEN, K.: Erfahrungen mit Rollenmeißeln beim Großlochbohren im Ruhrbergbau unter Tage. Glückauf 1955 S. 441.

Gesteinschichten und je ungleichmäßiger die Gesteinzusammensetzung einer Schicht ist. Beim Zielbohren rechnet man für das Abbohren einer 1,5 m langen Bohrstange (Meißeldurchmesser 143 mm) in der Kohle und im Schiefer 12 Minuten, im Sandschiefer 18 Minuten und im Sandstein 20—30 Minuten. Ist das Zielbohrloch zum oberen Ansatzpunkt des Blindschachtes hochgebracht, so wird dort der Meißel ausgewechselt und das Bohrloch auf 270 mm ziehend von oben nach unten erweitert. Dann wird das Gestänge ohne Meißel wieder hochgefahren, oben der Erweiterungsmeißel 270/406 mm aufgesetzt, wieder gebohrt usw. Auf diese Weise wird das Bohrloch von 143 mm Durchmesser auf 270 mm, 406 mm, 610 mm und schließlich 813 mm erweitert.

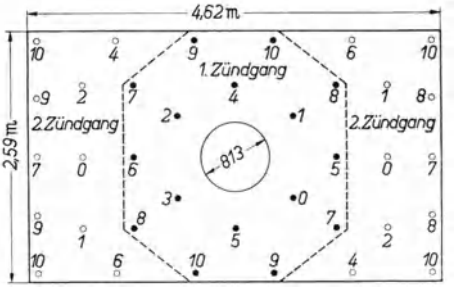


Abb. 91. Schießschema beim Blindschachtabteufen mittels Großbohrloch

34. — Das Abteufen. Nachdem der Bohrstand abgebaut ist, kann alsbald mit dem Abteufen begonnen werden. Vorher muß noch unter dem Bohrloch die *Verladeeinrichtung* für das Haufwerk eingerichtet werden. Bei ungünstigen Förderverhältnissen muß für eine ausreichende *Bunkermöglichkeit* Sorge getragen werden. Man stellt deshalb einen kleinen Aufbruch her und richtet ihn zur Bunkerung des

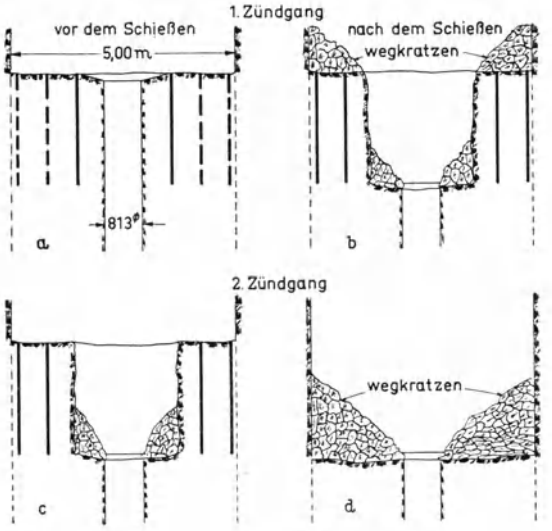


Abb. 92a—d. Schießen in zwei Zündgängen beim Abteufen mittels Großbohrloch

Haufwerks ein. Andernfalls kann man es aus einem Rollkasten abziehen oder von der Streckensohle mit einem Ladegerät wegladen. Ferner fährt man, bevor mit dem eigentlichen Abteufen begonnen wird, die *Haspel-* und die *Seilscheibenkammer* auf, wobei die Seilkanäle ebenfalls durch Großlochbohrung hergestellt werden können.

Die *Schießarbeit* beim Abteufen benutzt das Rolloch als Einbruch. Wählt man die Vorgabe nicht zu groß, können Verstopfungen nicht eintreten. Abb. 91 zeigt ein Schießschema für 2 Zündgänge mit Schnellzeitzündern an Stelle von Millisekundenzündern. Diese würden den Abschlag in nur 0,4 Sekunden werfen, wodurch das Schluckvermögen des Rollochs überschritten werden und Brückenbildung des Haufwerks eintreten könnte. Abb. 92 zeigt die Schachtsohle vor und nach dem Schießen der beiden Zündgänge. Nur rd. $^1/_4$ des Haufwerks muß in das Bohrloch gekratzt werden ($b + d$). Dank des Bohrloches ist die *Bewetterung* durchgehend. Trotzdem ist Sonderbewetterung während des Schießens und Wegfüllens vorgeschrieben.

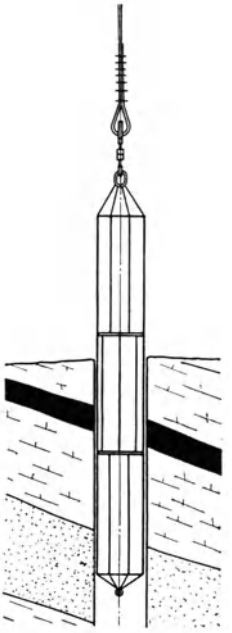


Abb. 93. Gitterkorb

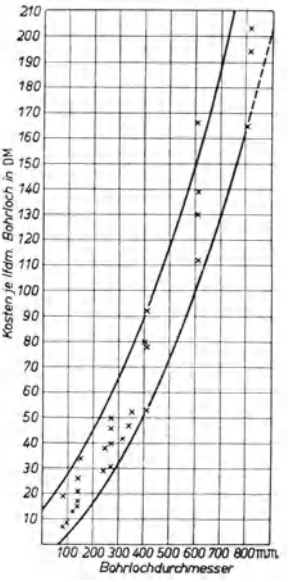


Abb. 94. Kosten eines Großbohrloches in Abhängigkeit vom Bohrlochdurchmesser

Besondere Maßnahmen sichern die durch das Rolloch gefährdete Belegschaft auf der Sohle. Zu ihnen gehört ein *Gitterkorb* (Abb. 93), der teilweise in das Bohrloch gehängt wird und so den Absturz der Arbeiter verhindert. Er besteht aus Rund- und Flacheisen, hängt an einem Seil und liegt außerdem mit einem Träger auf der Schachtsohle. Bei Verstopfungen wird ein *Befahrungskorb* zur Schachtsohle eingehängt, aus dem ein Arbeiter ohne Gefahr die Störung beseitigen kann.

35. — Vergleich zwischen Abteufen eines Blindschachtes mit Greifer und mit Großbohrloch. Das Abteufen mittels Greifer oder Großbohrloch stellt gegenüber dem Abteufen mit Laden von Hand einen beachtlichen Fortschritt dar. Es wird dadurch nicht nur die schwere Wegfüllarbeit von Hand zum größten Teil vermieden, sondern auch der monatliche Abteuffort-

schritt um 50—100% erhöht. Diese Steigerung scheint bei Verwendung des Großbohrloches insbesondere dann den durch den Greifer möglichen Wert zu übertreffen, wenn die für das eigentliche Abteufen erforderlichen Vorbereitungsarbeiten nicht hintereinander, sondern gleichzeitig von verschiedenen Arbeitsgruppen ausgeführt werden. So kann z. B. während der Bohrung schon die Haspelkammer hergestellt werden sowie der als Aufbruch aufzufahrende obere Teil des Blindschachtes, in dem die Seilscheiben verlagert werden usw. Die Gesamtkosten sind bei beiden Verfahren etwa gleich, vielfach ist das Abteufen mittels Großbohrloch sogar etwas billiger. Welche Kosten je Meter das Bohrloch verursacht, zeigt Abb. 94. Freilich ist das Abteufen mittels Großbohrloch nur dann anwendbar, wenn der abzuteufende Blindschacht schon unterfahren ist.

Außer den genannten Unterschieden sind aber noch einige weitere in Betracht zu ziehen. Hierzu gehört die Tatsache, daß bei Greiferbetrieb die Berge auf der oberen Sohle anfallen, bei einem Großbohrloch dagegen auf der unteren Sohle. Was günstiger ist, hängt von der weiteren Verwendung und den Möglichkeiten ab, die Berge abzufördern. Weiterhin ist zu beachten, daß das Großbohrloch außer als Förderweg und Einbruch auch zur Wetterführung und Wasserlösung dienen kann. Anderseits kann mit dem Greifer auch der Blindschachtsumpf abgeteuft werden, während dies beim Großbohrloch von Hand geschehen muß. Auch nimmt das Wagnis des Gelingens eines Großbohrloches mit größerer Höhe zu.

36. — Das Herstellen von Aufbrüchen. Die *vorbereitenden Arbeiten* bestehen im Abteufen eines kleinen Sumpfes, dem Setzen des Schachtstuhles und der Anlage des Steinkastens. Um dessen Gewicht aufzunehmen, werden über dem ersten Aufbruchrahmen mehrere Stahlträger in das Gebirge eingemauert und in einem Trum der Schachtscheibe der Boden des Steinkastens gelegt. Eine einfache Schrägschurre führt von dort bis zum Ladegleis. Bei Benutzung einer Wendelrutsche für die Bergeförderung dienen die Stahlträger zur Verlagerung des untersten Wendelschusses, von dem eine Auslaufschurre bis zur Ladestelle reicht. Für die Materialförderung wird wenige Meter seitlich in der Strecke ein 12—15 PS-Haspel aufgestellt, dessen Seil über eine Umlenkrolle im Aufbruch hochgeführt wird. Hier läuft es über eine Seilrolle, die dem Arbeitsfortschritt entsprechend immer weiter nach oben verlagert wird.

Ist jedoch ein *Vorbohrloch* von 300—360 mm Durchmesser zum Zwecke einer durchgehenden Wetterführung notwendig, so verursachen die Vorbereitungen einen wesentlich höheren Kosten- und Zeitaufwand. Letzterer beläuft sich dann, je nach Aufbruchhöhe, auf 2—3 Monate. Im Ruhrgebiet besteht die bergbehördliche Forderung, in Aufbrüchen eine durchgehende Bewetterung zu schaffen, und zwar für Zechen, für die die Bestimmungen des Gesteinstaubverfahrens gelten[1]. Das Vorbohrloch kann an einen saugenden Lüfter angeschlossen werden. Es ist auch möglich, es zur Förderung von Ausbaumaterial zu benutzen. Außerdem dient es als Einbruch bei der Schießarbeit. Bei nicht vorgebohrten Aufbrüchen ist aus sicherheitlichen und gesundheitlichen Gründen saugende Bewetterung

[1] Bergpolizeiverordnung für die Steinkohlenbergwerke im Verwaltungsbezirk des Oberbergamtes Dortmund vom 1. 7. 1953, § 100.

vorzuziehen. Zur guten Bespülung der Ortsbrust dient meist noch ein kurzer blasender Luttenstrang.

Der *Bohrarbeit* dienen in der Regel leichte Bohrhämmer auf Bohrstützen. Zur Vereinfachung des Transports empfiehlt sich mehrteiliges Bohrgestänge. Die trockene Absaugung des Bohrstaubes (Bd. I, S. 709) wird dem nassen Bohren vorgezogen, das zur Belästigung der Hauer, Befeuchtung der Arbeitsbühne und starkem Verschleiß der Bohrhämmer führt.

Als *Einbruch* wird bei vorgebohrten Aufbrüchen der Kegeleinbruch, sonst der Keil- und der Dreieckeinbruch gewählt. Empfehlenswert ist es, den Einbruch um eine Abschlaglänge vorzuhalten. Es ist dann möglich, ihn auf das Haufwerk des vorangegangenen Kranzes zu schießen, wodurch Schießbühne und Ausbau geschont werden. Die Kranzlöcher bohrt man diagonal auf die Ecken zu und entlang der Außenseiten.

Für die *Schießarbeit* ist die jeweils gestattete Schießstufe von ausschlaggebender Bedeutung. Ludwig[1] hat nachgewiesen, daß beim Übergang von Schießstufe 2 auf Schießstufe 5 ein Leistungsabfall um rd. 60% eintritt. Er erklärt sich durch die bei Momentzündern notwendigen 5—7 Zündgänge und ein ebenso häufiges Klettern, Bohren, Laden und Besetzen, Schießen, Warten und Bereißen. Die Schießstufe 2, möglichst sogar Schießstufe 1, sind daher anzustreben.

Die *Ladearbeit* ist durch Ausnutzung der Schwerkraft von der Gewinnungsstelle bis in den Förderwagen sehr erleichtert. Hierin ist die Ursache für die höhere Hauerleistung und den größeren Fortschritt je Monat zu erblicken. Man kann das Haufwerk in einem Steinkasten oder in einer Wendelrutsche abfördern. Der Steinkasten muß mit kräftigen Bohlen gegen die offenen Trumme abgekleidet werden. Er belastet den Schachtausbau erheblich und naturgemäß um so mehr, je höher der Aufbruch ist. Diese Nachteile und die damit verbundenen Beschädigungen der Ausbaurahmen können durch eine Art Bergefalltreppe wesentlich gemildert werden. Hierbei wird der Steinkasten in Abständen von jeweils drei Rahmen mit kurzen Kanthölzern bis zur Hälfte derart zugelegt, daß abwechselnd die eine oder die andere Hälfte geschlossen ist. Dadurch erhält man treppenförmige Absätze, über die die Berge hinabgleiten. Auf jeder Stufe bildet sich ein Bergepolster, das den Aufprall der herabfallenden Berge auffängt. Die Benutzung eines Bergefallrohres hat sich als zu zeitraubend erwiesen. Der Wendelrutsche ist zum mindesten immer dann der Vorzug zu geben, wenn sie auch für die spätere Blindschachtförderung vorgesehen ist.

Abb. 95 zeigt den oberen Teil eines in Auffahrung begriffenen Aufbruchs. Die Mannschaft steht auf einer Arbeitsbühne, die hier mit der Schießbühne zusammenfällt. Sie besteht aus kräftigen Bohlen, die über einen Ausbaurahmen gelegt werden und die Trumme abdecken. Auf dem nächstunteren Rahmen liegt noch eine Sicherheitsbühne. Sind Schieß- und Arbeitsbühne getrennt, so deckt erstere den nächstoberen Rahmen über der Arbeitsbühne während des Schießens ab. Schließlich ist noch eine Schrägbühne zu erwähnen. Sie hat die Aufgabe, das Haufwerk bei der all-

[1] Ludwig: Die Beschleunigung der Schießarbeit usw. Mechanisches Auffahren von Strecken. Verlag Glückauf, Essen 1950, S. 59.

mählichen Fortnahme der Schießbühnenbohlen in den Bergekasten oder in die Wendelrutsche zu leiten.

In Abb. 96 ist das Beispiel eines Arbeitsplanes für einen Aufbruch wiedergegeben, der einen Ausbruchquerschnitt von 14,5 m² und einen lichten Querschnitt von 10,1 m² aufweist. Die Ausbruchleistung beträgt 1,6 fm³/MS, die monatliche Auffahrung 44 m. Der Ausbau besteht aus Bolzenschrotzimmerung mit einem Rahmenabstand von 0,66 m.

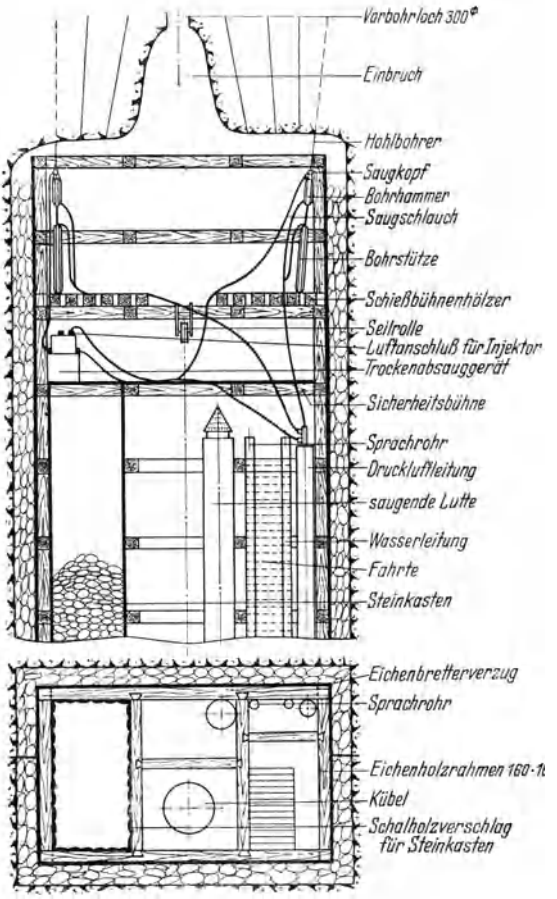


Abb. 95. Längs- und Querschnitt durch einen in Herstellung befindlichen Aufbruch

37. — Leistungen, Kosten und Unfallhäufigkeit in Gesenken und Aufbrüchen[1]. In Abb. 97 ist die *Hauerleistung* (fm³/MS) in Gesenken mit Wegfüllen von Hand und Aufbrüchen für verschiedene Querschnitte in Abhängigkeit von der Arbeitsfläche je Mann dargestellt. Zunächst geht aus ihr hervor, daß sie niedriger ist als in Hauptschächten, daß sie in Aufbrüchen jedoch

[1] Henrich, F.: Vergleich der Leistungen, Kosten und Unfallhäufigkeit in Gesenken und Aufbrüchen. Glückauf 1954 S. 964.

höher liegt als in Gesenken. Es ist dies deshalb der Fall, weil die Wegfüllarbeit in Aufbrüchen wesentlich einfacher ist als in Gesenken. Bei einer Arbeitsfläche je Mann von 6 m² ist sie am höchsten. Um jedoch einen guten

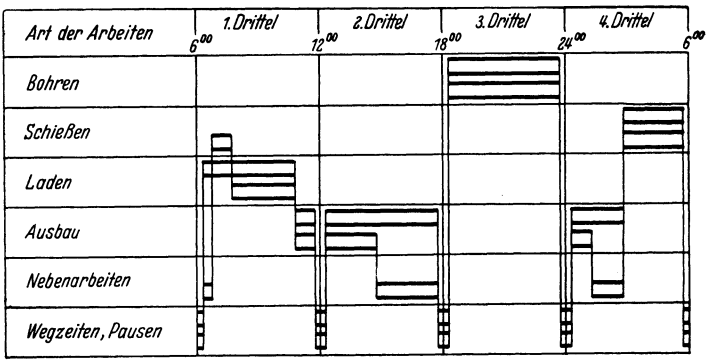


Abb. 96. Belegungsplan eines Aufbruchs

Arbeitsfortschritt zu erzielen, pflegt man in Aufbrüchen einen Arbeitsplatz von 4 m² und in Gesenken von 3 m² je Mann zu wählen. Die Hauerleistung

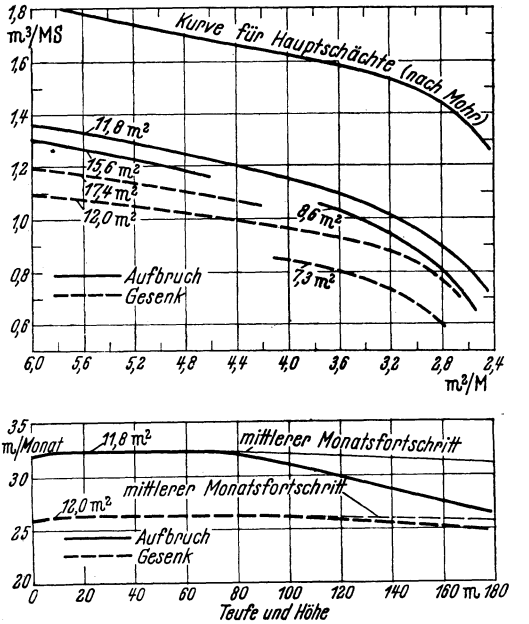


Abb. 97. Ausbruchleistung in Gesenken und Aufbrüchen in Abhängigkeit vom Arbeitsplatz je Mann bei verschiedenen Querschnittsgrößen (oben), monatliche Auffahrleistung in Abhängigkeit von der Teufe oder Höhe (unten), Wegfüllarbeit von Hand

und damit auch der monatliche Fortschritt ist in beiden Fällen von der Höhe oder Teufe abhängig, und zwar in Aufbrüchen in stärkerem Maße als in Gesenken. In Aufbrüchen fällt der Zeit- und Kraftverlust durch das Klettern

immer mehr ins Gewicht, außerdem wird der Materialtransport schwieriger. Dieser Abfall beginnt, wie Abb. 97 zeigt, bei Aufbrüchen bei 70 m, in Gesenken erst ab 110 m und ist außerdem wesentlich schwächer. Aber selbst bei 180 m ist der monatliche Fortschritt bei Aufbrüchen noch etwas höher als bei Gesenken. Bis 70 m beträgt er bei Wegfüllarbeit von Hand in Aufbrüchen 32 m, in Gesenken 26 m im Monat. Wenn jedoch die Zeit für die Herstellung des Vorbohrloches bei Aufbrüchen berücksichtigt wird, ist die monatliche Auffahrleistung geringer. Die hierzu notwendige Zeit kann je nach Lochdurchmesser und Gesteinsart zu 0,5—1 Monat je 100 m angenommen werden. Während ein Gesenk mit Beendigung des Teufens so gut wie fertig ist, muß im Aufbruch nach Beendigung des Hochbrechens der Steinkasten leergezogen und abgerissen werden. Auch sind die Spurlatten einzubauen sowie die Rahmen und Einstriche zu säubern, wozu 1,5—2,5 Schichten je Meter notwendig sind. Einschließlich dieser zusätzlichen Arbeiten dauert die Herstellung eines Aufbruchs länger als die eines Gesenkes, und zwar um so mehr, je höher der Blindschacht ist.

Bei einem Vergleich der *Kosten* ergibt sich, daß ein Aufbruch ohne Vorbohrloch stets billiger ist als ein gewöhnliches Gesenk. Ist jedoch ein Vorbohrloch notwendig, so halten sich die Kosten zwischen 100 und 180 m Endteufe etwa die Waage, wenn in beiden Fällen die günstigste Belegung gewählt wird. Die Kosten je Meter Blindschacht von etwa 12 m^2 Ausbruchfläche betrugen 1956 1200—1600 DM. Sie liegen bei Tonschiefer in der Nähe des unteren, bei Sandstein in der Nähe des oberen Wertes. Auch sind die Kosten je Meter bis zu 40—60 m Teufe höher als bei größeren Teufen.

Die vorstehenden Ausführungen gelten unter der Voraussetzung, daß von Hand geladen wird. Bei Anwendung eines Greifers kann der Abteuffortschritt eines Gesenkes wesentlich gesteigert werden, und zwar auf durchschnittlich 45 m je Monat. Die Kosten eines mit Greifer abgeteuften Gesenkes übersteigen jedoch die Kosten eines Aufbruchs, solange es sich um Blindschächte bis 80 m Teufe handelt. Bei tieferen Blindschächten sind die Kosten geringer[1]. Beim Abteufen mittels Großbohrloch ist bei etwas geringeren Kosten ein Abteuffortschritt von 55—60 m je Monat zu erreichen. Die vorstehenden Leistungsangaben gelten ohne Berücksichtigung der für die Vorbereitung des Abteufens erforderlichen Zeit.

Die *Unfallhäufigkeit* ist in einem Aufbruch größer als in einem Gesenk, und zwar sind vor allem die Unfälle durch Steinfall, aber auch durch Absturz größer. Die Bergbehörde läßt daher Aufbrüche nur noch dann zu, wenn nach Lage der örtlichen Verhältnisse kein Gesenk abgeteuft werden kann.

C. Das Weiterabteufen von Schächten

38. — Allgemeines. Das Weiterabteufen von Schächten, in denen keine Förderung stattfindet, geht auf gewöhnliche Weise vor sich und bietet zu besonderen Bemerkungen keinen Anlaß. Geht dagegen im Schacht Förderung um, so kann man, falls die Zeit nicht drängt, das Abteufen in die Nachtschicht oder auf eine Tageszeit, in der die Förderung ruht, verlegen.

[1] Goossens, W.: Die Mechanisierung des Abteufens von Blindschächten. Glückauf 1954 S. 1035.

Genügt dies nicht, sondern müssen die Weiterabteufarbeiten in möglichst kurzer Zeit beendet sein, so führen zwei Gruppen von Verfahren zum Ziel. Beim gewöhnlichen Weiterabteufen wird der Schacht unter Stehenlassen einer Sicherheitsbühne oder Bergfeste weiter von oben nach unten abgeteuft, wobei die Abteufförderung auf verschiedene Weise gelöst werden kann. Das andere Verfahren geht von einer schon vorhandenen unteren Sohle aus, von der aus ein Aufbruch im vollen oder teilweisen Schachtquerschnitt hochgebracht wird. Die Abförderung des Haufwerks geschieht dann zur unteren Sohle.

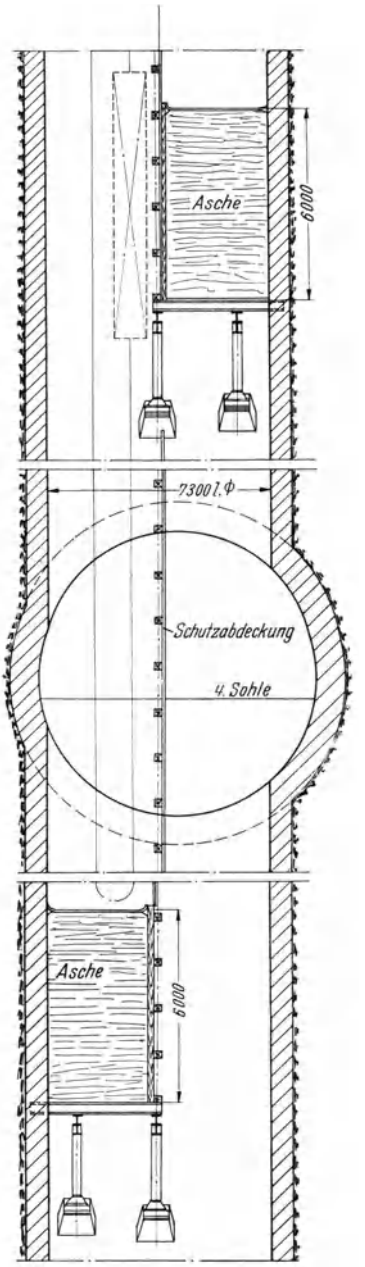


Abb. 98. Zweiteilige Sicherheitsbühne beim Weiterabteufen eines Schachtes

39. — Das gewöhnliche Weiterabteufen. Beim gewöhnlichen Weiterabteufen spielt die Lösung der Abteufförderung, die neben der sonst im Schacht üblichen Förderung stattfinden muß, eine besondere Rolle.

Vielfach wird in Hauptschächten mit zwei Förderungen die eine Förderung stillgelegt oder nur bis zur nächsthöheren Sohle in Betrieb gelassen. Alsdann können in der durch den Ausfall dieser Förderung frei werdenden Schachtscheibenhälfte die Abteufeinrichtungen vorgesehen werden. Ist aber auch eine solche teilweise Stillegung nicht möglich, so muß versucht werden, ein Nebentrum für die Abteufförderung zu benutzen.

In jedem Fall müssen beim Weiterabteufen eines ganz oder auch teilweise in Betrieb bleibenden Schachtes besondere Maßnahmen für die Sicherung der Abteufmannschaft gegen herabfallende Gegenstände getroffen werden. Diese können im Einbau von Sicherheitsbühnen oder im Stehenlassen einer Bergfeste bestehen. Dient ein Fördertrum für die Abteufeinrichtungen, so benutzt man in der Regel eine zweiteilige *Sicherheitsbühne* (Abb. 98). Der eine Teil dieser Bühne wird dann oberhalb der Seilscheibenverlagerung der Abteufförderung, der andere im Schachtsumpf unterhalb der noch in Betrieb bleibenden Förderung eingebracht. Beide Teile verbindet man durch

einen starken Bohlenverschlag. Wird nur ein Nebentrum für die Abteufeinrichtungen benutzt, so zieht man in der Regel eine ganzteilige Sicherheitsbühne im Schachtsumpf vor und beläßt in ihr die für den Durchgang der Förderkübel notwendigen Öffnungen. Um diese so gering als möglich zu halten, begnügt man sich zuweilen sogar nur mit einem einzigen Förderkübel.

An Stelle der Sicherheitsbühne kann bei festem, zuverlässigem Gebirge auch eine *Bergfeste* unterhalb des alten Schachtsumpfes stehengelassen werden. Sie erhält Öffnungen für die Fahrung und den Durchgang der Förderkübel. Man wendet aber diese Möglichkeit wegen des langwierigen und schwierigen Beseitigens der Bergfesten nur ungern an.

Das *Weiterabteufen mit Hilfsgesenk* kommt dann in Betracht, wenn die Schachtförderung nicht eingeschränkt werden kann und ein Nebentrum für die Abteufförderung nicht genügt. Man teuft in einiger Entfernung vom Hauptschacht ein Hilfsgesenk ab, unterfährt den Hauptschacht, macht einen Aufbruch von 8—10 m Höhe zur Verlagerung der Seilscheiben und Spannlagertrommeln für die Abteufförderung und teuft dann den Hauptschacht unterhalb der Bergfeste im vollen Querschnitt ab (Abb. 99). Die Teufe des Hilfsgesenks beträgt meist 40 m. Sie richtet sich nach der Teufe des Sumpfes des Hauptschachtes, nach der Höhe der Bergfeste, die je nach der Gesteinsfestigkeit 6—10 m beträgt, sowie nach der Höhe des oben erwähnten Aufbruchs. Die Entfernung des Hilfsgesenks vom Schacht und damit auch die Länge der Unterfahrungsstrecke richtet sich nach den örtlichen Gegebenheiten des Füllorts sowie nach der Notwendigkeit, in der Unterfahrungsstrecke eine ausreichende Aufstellmöglichkeit für leere und volle Wagen zu haben. Abgesehen vom hohen Kosten- und Zeitaufwand der Vorbereitungsarbeiten bei diesem Verfahren, sind auch Förderung und Fahrung verhältnismäßig umständlich. — Das gleiche ist der Fall, wenn man den Schacht durch eine Sicherheitsbühne völlig verschließt. Dies hat zwar den Vorteil, daß die umständliche und zeitraubende Durchörterung der Bergfeste fortfällt. Hiervon kann jedoch nur Gebrauch gemacht werden, wenn der Sumpf des Hauptschachtes tief genug ist, d. h. wenn unter der Bucht des Unterseils genügender Raum für die Bühne und womöglich noch für die Aufnahme der Seilscheiben und Spannlagertrommeln vorhanden ist. Hierauf sollte schon beim ersten Abteufen eines Hauptschachtes Rücksicht genommen werden.

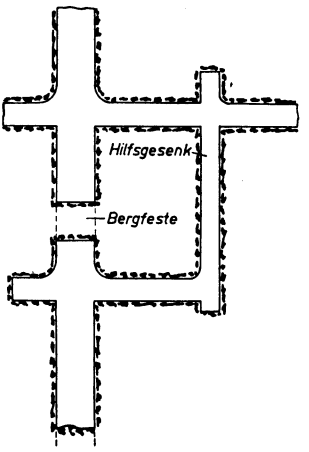


Abb. 99. Weiterabteufen eines Hauptschachtes mit Hilfsgesenk

Ist der weiter abzuteufende Schacht von der tieferen Sohle her schon unterfahren, so ist auch die Möglichkeit zu prüfen, ein Großbohrloch von 600—800 mm Durchmesser bis zum Schachtsumpf herzustellen und dieses als Rolloch zum Abfördern der Berge sowie als Einbruch zu benutzen (vgl. Ziff. 30).

40. — Die Sicherheitsbühne. Beim Bau der Sicherheitsbühne unterscheidet man zwischen der eigentlichen *Tragbühne* und dem *Polster*. Für letzteres gebraucht man meistens Kesselasche, aber auch Sand, Kies oder anderes lockeres und unbrennbares Material. Es wird angestrebt, daß ein möglichst großer Teil der kinetischen Energie des fallenden Körpers durch Zusammen- und Wegdrücken des Polstermaterials, durch elastische und plastische Verformung des Körpers beim Aufprall und durch Reibung von Polster und Körper verbraucht wird. Außerdem ist wesentlich, daß das Polster die Belastung gleichmäßig auf die Schachtwände und die Tragbühne verteilt. Je mehr man das Puffervermögen des Polsters, in dem der Körper einen bestimmten Bremsweg zurücklegt, ausnutzen kann, um so schwächer kann die Tragbühne sein.

Die Tragbühne wird aus einer einfachen oder doppelten Lage von Stahlträgern zusammengefügt, die gemäß Abb. 100 noch durch ein auf Betonsockeln ruhendes Stahlsprengwerk abgestützt werden kann. Die Belastung der Tragbühne soll $p = 8$ kg/cm², also 80 t/m², nicht überschreiten.

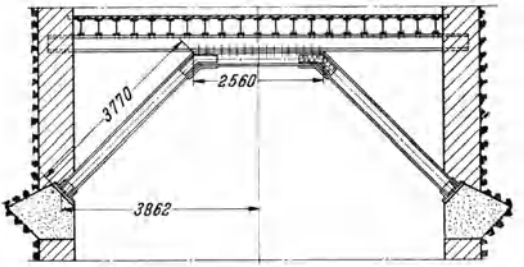


Abb. 100. Abstützung einer Sicherheitsbühne durch ein Stahlsprengwerk

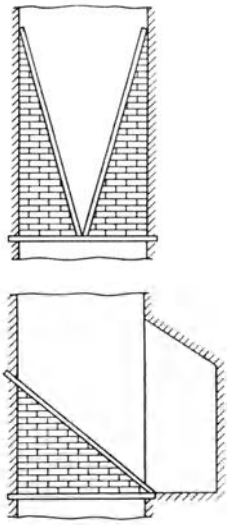


Abb. 101. Ausführungsarten von Keilsicherheitsbühnen

Bei der Bemessung von Sicherheitsbühnen legte man früher den ungünstigsten Fall eines aus größtmöglichster Höhe widerstandslos durchfallenden Fördergestells zugrunde. Die Annahme des widerstandslosen Durchfallens ist jedoch unbegründet[1]. Vielmehr treten Widerstände auf, die den freien Fall eines Gestells mit Sicherheit behindern und seine kinetische Energie vermindern. Hierzu gehören der Luftwiderstand (etwa 5%), die Hemmung durch eine etwaige Fangvorrichtung und das Zertrümmern des Schachteinbaus (zusammen mindestens etwa 25%). Ferner prallt der obere Korb auf den unteren sowie auf das Unterseilknäuel und leistet erhebliche Verformungsarbeit, die mindestens ebenfalls 25% seiner kinetischen Energie vernichtet. Da überdies das Abgehen von Fördergestellen kaum mehr vorkommt, legt man seit einigen Jahren der Rechnung einen abstürzenden Förderwagen zugrunde.

Der abstürzende Förderwagen (2 t Gewicht) besitzt beim Aufschlag aus 800 m Höhe bei Nichtberücksichtigung jeglicher Widerstände etwa die kinetische Energie

$$L_{kin} = G \cdot h = 1600 \text{ mt}.$$

Diese muß auf dem Eindringweg vernichtet werden. Dessen Länge s errechnet sich nach der Formel $s = \frac{L_{kin}}{p \cdot F}$ (m) und beträgt im angegebenen Fall, da der Schacht

[1] Herbst, H.: Schutzbühnen für das Weiterabteufen von Schächten. Glückauf 1944 S. 111.

einen Querschnitt von 42 m² und eine geteilte Sicherheitsbühne besitzt (Abb. 98), $\frac{1600\text{ mt}}{80\text{ t/m}^2 \cdot 21\text{ m}^2}$ = rd. 1 m. Die Stärke der Aufschüttung beträgt rd. 6 m, so daß eine mehrfache Sicherheit vorhanden ist.

Die Berechnung der Tragbühne erfolgt nach den bekannten Formeln der Festigkeitslehre[1]. Als Belastung wird die gleichmäßig verteilte Last (8 kg/cm²) angenommen.

Schließlich sei noch die Keilsicherheitsbühne erwähnt (Abb. 101), die nach Laboratoriumsversuchen eine etwa zehnmal größere kinetische Energie aufnehmen kann als eine gewöhnliche waagerechte Bühne mit gleich starken Trägern, weil ein wesentlich größerer Anteil der Wucht auf die Schachtwände übertragen wird[2].

41. — Das Weiterabteufen unter Benutzung von Aufbrüchen. Ist eine tiefere Sohle schon vorhanden, so kann die Herstellung des neuen Schachtteils durch Hochbrechen erfolgen. Insbesondere macht man dann Gebrauch von dieser Möglichkeit, wenn ein Abteufen von oben nach unten nicht ausführbar ist, weil z. B. die Schachtförderung auch nicht teilweise stillgelegt werden kann und man von einem seitlichen Hilfsschacht zum Unterfahren des alten Schachtsumpfes keinen Gebrauch machen will. Hierbei kann die tiefere Sohle schon mehr oder weniger lange Zeit vorhanden und von einem anderen Hauptschacht erreicht sein. Oder sie ist von einem besonders hergestellten Blindschacht, der in der Nähe des abzuteufenden Schachtes bereits besteht oder eigens hergestellt wurde, aufgefahren worden (Abb. 102).

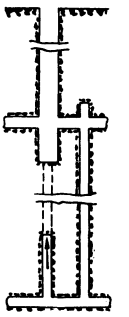


Abb. 102. Weiterabteufen unter Benutzung eines Aufbruches

Das Hochbrechen kann auf zweierlei Art geschehen: einmal durch Auffahren eines rechteckigen Aufbruchs von engerem Querschnitt als der spätere Schacht und durch anschließende Erweiterung des Aufbruchs auf den gewünschten größeren Querschnitt in Richtung von oben nach unten oder aber durch Hochbrechen im vollen Querschnitt.

Im ersten Fall (Abb. 103) geschieht das Herstellen des Aufbruchs in der gleichen Weise, wie dies unter Ziff. 36 geschildert worden ist. Es ist möglich, den Aufbruch bis zum Schachtsumpf durchzubrechen. Man muß aber dann vor seinem Erweitern eine Sicherheitsbühne im Schachtsumpf einbringen. Oder aber man beläßt zunächst eine Bergfeste gegen den Schachtsumpf, die zur Erleichterung der Wetterführung in einem Querschnitt von etwa 1,5 bis 2 m² durchörtert werden kann. Damit die Wasser nicht in den Aufbruch niederfallen, kann nach Abb. 104 ein Rohr r einzementiert werden. Die Wetterverbindung kann auch außerhalb der Schachtscheibe hergestellt werden.

Nach Beendigung des Aufbruchs wird er von oben nach unten auf den vollen Schachtquerschnitt erweitert. Die anfallenden Berge werden durch einen Steinkasten, eine Falleitung oder eine Wendelrutsche nach unten gefördert und auf der Unterfahrungssohle abgezogen. Nachdem die obersten 2 m des Aufbruchs erweitert worden sind, wird die Firste durch Stahlträger

[1] Hütte: Des Ingenieurs Taschenbuch, Bd. 1. Berlin: Ernst & Sohn.
[2] Fjodorow, S. A.: Hauptgrubenbaue. Berlin: Verlag Technik, 1954.

und eine Lage Schießhölzer gesichert. Dies geschieht zum Schutz gegen Steinfall während der Erweiterungsarbeiten sowie zum Abschluß des Schachtes während der späteren Beseitigung der Bergfeste von oben nach unten.

Während der Erweiterungsarbeiten sind zum Schutze der Mannschaft besondere Maßnahmen notwendig. Sie können in einer schwebenden Bühne bestehen, die den Querschnitt des Aufbruchs abdeckt und beim Schießen hochgezogen wird und entsprechend dem Fortschritt der Erweiterungsarbeiten gesenkt werden kann. Will man diese Bühne vermeiden, so muß der freie Querschnitt des Aufbruchs mit Bohlen abgedeckt werden oder die Leute müssen wegen der Absturzgefahr angeseilt arbeiten. Der erweiterte Schacht wird meist in kurzen Absätzen sofort endgültig ausgebaut. Aber

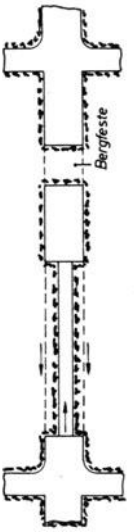


Abb. 103. Weiterabteufen eines Schachtes unter Benutzung eines Aufbruches

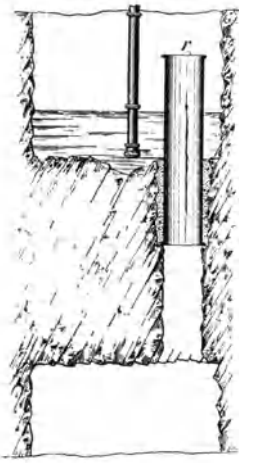


Abb. 104. Schachtsumpf über einer durchbrochenen Bergfeste

auch das Einbringen eines vorläufigen Ausbaus und das Mauern in langen Absätzen ist möglich.

Ein *Hochbrechen in vollem Querschnitt* wird sehr selten vorgenommen und empfiehlt sich auch nur bei gutem, flachgelagertem Gebirge, das frei von zum Auslaufen oder Ausbrechen neigenden Schichten ist. In jedem Fall muß die Schachtfirste durch Ausbau gesichert werden. Es kann dies durch Stahlstempel mit Kopfholz geschehen.

Bei neu abzuteufenden Schächten kommt es ebenfalls bisweilen vor, daß der Schacht auf verschiedenen Sohlen gleichzeitig unterfahren werden kann. In solchen Fällen hindert nichts, den Schacht an allen diesen Punkten gleichzeitig in Angriff zu nehmen. Man kann sogar, sobald die Aufbrüche eine Höhe von 10—12 m über der jeweiligen Sohle erreicht haben, gleichzeitig mit Abteufen beginnen und so das Herstellen des Schachtes noch mehr beschleunigen.

D. Das Erweitern und Nachreißen der Schächte

42. — **Das Erweitern** eines Schachtes wird notwendig, wenn die Abmessungen nicht mehr genügen und sein Querschnitt wesentlich vergrößert werden muß. Es wird oft nicht möglich sein, die Förderung während der Erweiterungsarbeiten einzustellen. Man verschlägt deshalb den alten Schachtausbau gegen den zu erweiternden Querschnitt, um einer gegenseitigen Behinderung vorzubeugen. Das Erweitern erfolgt am besten in Abschnitten von oben nach unten. Auf Schießarbeit muß meistens verzichtet werden. Die Höhe der Abschnitte wählt man nach dem herrschenden Gebirgsdruck, denn trotz eines vorläufigen Ausbaus darf bei starkem Gebirgsdruck nicht zu lange auf den endgültigen Ausbau verzichtet werden. Dieser wird dann von unten hochgezogen.

Soll der Ausbau mitgeführt werden, so ist es notwendig, zwei kleine Aufbrüche oder Gesenke von mindestens 2 m² Querschnitt innerhalb des neuen Querschnitts herzustellen. Von den Gesenken aus wird das Gebirge in Abschnitten von 2—3 m Höhe entfernt und in die Gesenke geworfen. Dabei wird der alte Schachtausbau nur immer teilweise am Umfang seiner Stöße beraubt und dann Ausbau eingebracht. Abb. 105 zeigt die Erweiterung eines in Bolzenschrotzimmerung ausgebauten Blindschachtes zu einem Blindschacht mit elliptischem Querschnitt in Mauerung.

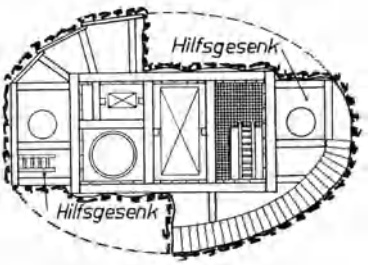


Abb. 105. Erweitern eines Blindschachtes

Liegt die Förderung während der Erweiterung still, so sind die Arbeiten wesentlich vereinfacht. Auch kann Schießarbeit angewandt werden. Das Erweitern geht von oben nach unten vor sich, wobei die Mannschaft sich auf einer Bühne vom Durchmesser des alten Schachtquerschnittes befindet. Um das losgeschossene Gestein aufzufangen, wird die Bühne ein kleines Stück abgelassen und das Haufwerk dann von ihr in die Kübel geladen. Es besteht aber auch die Möglichkeit, das Gestein zu einer tieferen Sohle mittels eines Stetigförderers für die senkrechte Abwärtsförderung (s. Bd. I, S. 400ff.) zu leiten. Diese bietet sich insbesondere dann an, wenn in dem Schacht schon eine solche Einrichtung vorhanden ist. Zur Sicherung gegen Absturz hängt unter der Arbeitsbühne noch eine besondere Sicherheitsbühne. Der Ausbau kann wie beim gewöhnlichen Schachtabteufen in Absätzen nachgeführt werden.

43. — **Das Nachreißen** kommt meistens für Schächte in Frage, die eine gewisse Zeit nicht in Betrieb waren und erneuert werden sollen. Es ist aber auch möglich, daß in Förderung stehende Schächte eine so starke Querschnittsminderung erfahren, daß es ohne Nachreißen nicht länger möglich ist, die Förderung aufrechtzuerhalten.

Da in diesen Fällen die Stöße in der Regel mehr oder minder gebräch sind, muß beim Nachreißen besondere Vorsicht walten. Es sollte deswegen nur von oben nach unten vor sich gehen. Es wird von festen oder beweg-

lichen Bühnen gearbeitet, je nachdem, ob es sich um Blind- oder Tagesschächte oder um Schächte kleineren oder größeren Querschnitts handelt. In jedem Fall sollte unter der Arbeitsbühne noch eine Sicherheitsbühne vorgesehen werden. In welchen Abständen der Neuausbau nachfolgen kann, hängt vom Gebirge und davon ab, ob man einen vorläufigen Ausbau vorsehen will.

Ist das Gebirge so gebräch, daß man bei Entfernen des alten Ausbaus mit dem Hereinbrechen der Schachtstöße rechnen muß, so bleibt beim Erweitern oder Nachreißen nichts anderes übrig, als den Schacht mit Kies, Sand, Bergen o. a. zu verfüllen. Anschließend wird durch die Verfüllung ein neuer Schacht abgeteuft und die Schachtstöße im erforderlichen Maß mitgenommen. Nach Einbringen des vorläufigen Ausbaus wird in Absätzen von unten nach oben der endgültige Ausbau hergestellt.

II. Die Sonderabteufverfahren

A. Das Gefrierverfahren

44. — Wesen und Anwendbarkeit des Gefrierverfahrens. Bei diesem 1883 von POETSCH erfundenen Verfahren werden in etwa 2—3 m Abstand von dem äußeren Umfang des abzuteufenden Schachtes Bohrlöcher in Entfernungen von etwa 1 m voneinander durch die zu durchteufenden wasserreichen Schichten bis ins wassertragende Gebirge abgebohrt und sodann durch unten geschlossene Rohre (Gefrierrohre) ausgekleidet. In diese Rohre hängt man engere, unten offene Rohre (Fallrohre) so weit ein, daß ihre Mündung sich nahe über dem Boden der Gefrierrohre befindet. Eine tiefgekühlte Flüssigkeit (der Kälteträger) wird durch die Fallrohre heruntergeführt und steigt in den ringförmigen Räumen zwischen Fall- und Gefrierrohren wieder in die Höhe, indem sie hierbei dem umgebenden Gebirge Wärme entzieht. Über Tage wird der Kälteträger durch Kältemaschinen von neuem abgekühlt, um im Kreislauf wieder den Fallrohren zugeführt zu werden. So entsteht ein fester Frostzylinder, innerhalb dessen der Schacht unter fortdauerndem Wärmeentzug in gewöhnlicher Weise abgeteuft wird, wobei die Frostwand den Schacht gegen Wassereinbrüche schützt. Mit Fortschreiten der Abteufarbeiten wird der Schacht wasserdicht ausgekleidet.

Das Verfahren hat den Vorteil, daß es in gleicher Weise sowohl in lockerem als auch in festem wasserführendem Gebirge anwendbar ist. Wenn das Gefrieren der unterirdischen Wässer erschwert ist, sei es, daß diese warm oder stark salzig sind oder daß sie infolge von Grundwasserströmungen oder irgendeiner künstlichen, ständigen Wasserentziehung sich in Bewegung befinden, kommt das Tiefkälteverfahren in Betracht.

Der tiefste, nach dem Gefrierverfahren in einem Absatz bisher niedergebrachte Schacht ist der Schacht Beeringen in der Campine (Belgien), dessen Gefrierteufe 620 m betrug. Nächstdem kommen die beiden Zwartbergschächte mit je 560 m in der Campine und die Wallachschächte 1 und 2 bei Borth (Niederrhein) mit 547 m Gefrierteufe.

45. — Die Tagesanlagen umfassen einmal alle diejenigen Einrichtungen, die für das Abteufen von Hand oder mittels Greifer erforderlich sind, denn es ist ja das Ziel des Gefrierverfahrens, durch die Herstellung eines Frostkörpers diejenigen Bedingungen zu schaffen, die das gewöhnliche Abteufen gestatten. Zu diesem Teil der Tagesanlagen kommen aber noch alle Einrichtungen hinzu, die eine Gefrieranlage benötigt und auf die in Ziff. 48 näher eingegangen wird.

Die Abteufgerüste sind zumindest bei tiefen Schächten so geräumig ausgebildet, daß sie den gesamten Gefrierlochkreis überdecken und die Einrichtung zum Bohren der Gefrierlöcher aufnehmen können. Es ist jedoch auch möglich, einfache Abteufgerüste zu verwenden und die Gefrierbohrlöcher vor Aufstellung des Gerüsts mit einzelnen Bohrgeräten, die von Loch zu Loch umgesetzt werden, niederzubringen. Das letztgenannte Verfahren hat erhebliche Vorteile bei geringen Gefrierteufen, während die Verwendung geräumiger Abteuf- und Bohrtürme Vorteile bei tiefen Gefrierschächten und bei Durchführung der Bohrarbeiten im Winter hat.

46. — Anordnung und Herstellung der Gefrierlöcher. Die Gefrierlöcher werden auf einem Kreis um den abzuteufenden Schacht angeordnet. Der Abstand des Bohrlochkreises von dem in Aussicht genommenen Umfang des Schachtes schwankt je nach der Teufe des Schachtes und der Stärke der erforderlichen Frostwand zwischen 2 und 3 m, der Abstand der Bohrlöcher untereinander zwischen 1,0 und 1,25 m (vgl. Abb. 106).

Die Herstellung der Bohrlöcher erfolgt in der Regel mit Meißelbohrern durch *Schnellschlagbohrung*, da bei dieser Bohrweise die Löcher am wenigsten aus dem Lot kommen. Den letzten Teil von 2 oder 3 Löchern pflegt man als Kernbohrung niederzubringen, um die Zusammensetzung der Schichten im Übergang zwischen Deckgebirge und Steinkohlengebirge genau festzustellen. Außerdem empfiehlt sich eine Kernbohrung als Untersuchungsbohrung vor Ansetzen eines Gefrierschachtes.

Die Bohrlöcher werden nur dann vorläufig verrohrt, wenn das Gebirge es unbedingt erfordert. Im allgemeinen läßt man die Verrohrung fort und sucht die Bohrlochstöße durch Dickspülung von kolloidaler toniger Zusammensetzung mit einer Wichte von 1,3 t/m³ vor dem Hereinbrechen zu schützen. Sobald die Löcher die erforderliche Teufe erreicht haben, werden die Gefrierrohre eingelassen. Der Gefrierrohrstrang ist am unteren Ende geschlossen. Nach dem Einbringen der Gefrierrohre werden, soweit möglich, die Futterrohre gezogen.

Die wichtigste Voraussetzung für den Erfolg des Gefrierverfahrens ist das *genaue Niederbringen* der Bohrlöcher, wobei die Abweichung der Löcher aus der senkrechten Richtung in den zugelassenen Grenzen bleiben muß. Dieses Ziel wird durch das Bohrverfahren sowie durch die Kontrolle des Lochverlaufs bei den einzelnen Gefrierbohrlöchern erreicht. Die Anforderungen, welche dabei an die Überwachung des Bohrens und des Bohrlochverlaufs gestellt werden, sind in den einzelnen Gebirgsschichten recht unterschiedlich und besonders hoch bei gestörtem Gebirge. Aus diesem Grund ist die Häufigkeit der durchzuführenden Zwischenlotungen von Fall zu Fall festzulegen. In jedem Fall aber müssen die fertigen, mit Gefrierrohren besetzten Löcher *gelotet* werden. In einem Lotplan, der den Verlauf der

Bohrlöcher zeigt, ist nachzuweisen, daß mit den vorhandenen Löchern die Frostmauer sicher geschlossen werden kann. Größere Abweichungen einzelner Löcher sind durch Ablenken der Löcher auszugleichen, wenn nicht sogar Ersatzbohrlöcher erforderlich sind. Für die Kontrolle der Gefrierbohrlöcher wird als allgemein bewährtes Lotgerät der Neigungsmesser der Gesellschaft für nautische und tiefbohrtechnische Instrumente, Kiel, verwandt (s. Bd. I, S. 72). Um anschaulich zu machen, inwieweit die ein-

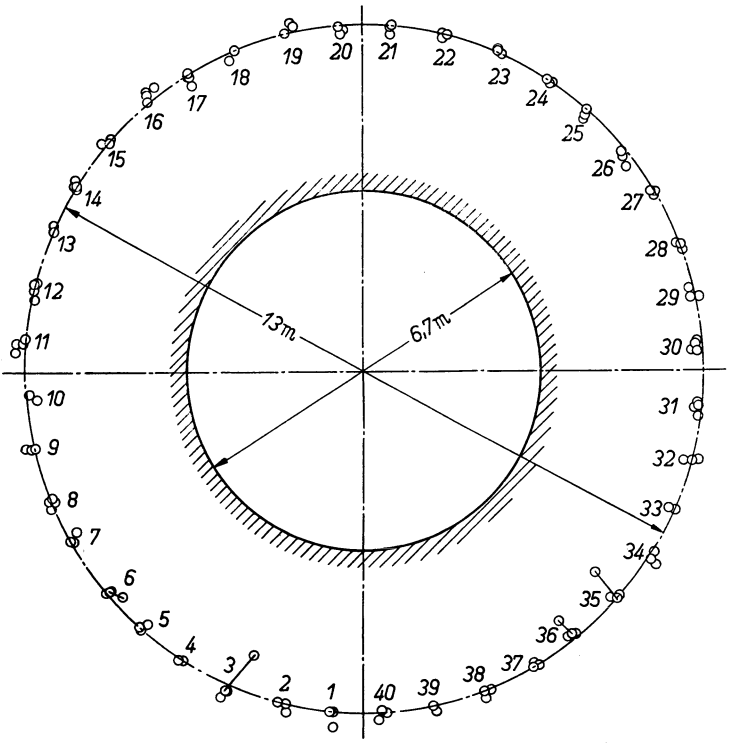


Abb. 106. Gefrierlochkranz: Anordnung und Verlauf der Bohrlöcher

zelnen Frostsäulen sich überschneiden, werden auf dem Lotplan mit 2,00 m und 2,50 m Durchmesser bei der größten Abweichung und im Bohrlochtiefsten um die Löcher Kreise geschlagen.

47. — Gefrier- und Fallrohre. Die *Gefrierrohre* sind nahtlose Rohre aus Stahl St 55 und besitzen nach DIN 4930 einen Außendurchmesser von 139 mm bei einer Wandstärke von 7,5 mm. Sie haben Innennippelverbindung. Das unterste Gefrierrohr enthält einen schmiedeeisernen halbkugelförmigen Boden. Jede Rohrverbindung wird einer Wasserdruckprobe unterzogen, deren Prüfdruck 10 at höher als der hydrostatische Druck der Einbautiefe ist. Die Dichtigkeit der Gefrierrohrverbindungen ist deshalb so wichtig, weil die bei Undichtigkeiten austretende Sole im Gebirge „Solenester" bilden kann, die nicht gefrieren und daher weich bleiben. Sie können den Erfolg des Verfahrens in Frage stellen, zumindest aber das Schachtabteufen durch Umstellung auf das Tiefkälteverfahren wesentlich verteuern. In

die Gefrierrohre werden die unten offenen *Fallrohre* so weit eingelassen, daß sie nahe über dem Rohrtiefsten enden. Sie haben nach DIN 2448 einen äußeren Durchmesser von 51 mm bei 5 mm Wandstärke.

Zur Kontrolle des Kälteträgerumlaufs läßt man die aus den Gefrierrohren ausfließende Sole frei in Sammelkästen, welche sich auf einer Bühne des Abteufturmes befinden, ausfließen. Aus der Höhe des Flüssigkeitsspiegels in dem Sammelbehälter können auch geringe Verluste festgestellt werden. Es geschieht dies bei stillstehendem Betrieb. Durch Abschalten der einzelnen Gefrierrohre kann dann herausgefunden werden, in welchem Gefrierrohr die Sole verlorengeht. Der freie Ausfluß in die Sammelkästen erleichtert auch die Überwachung einer gleichmäßigen Verteilung des Laugenumlaufs auf alle Gefrierlöcher. Undicht gewordene Gefrierrohre müssen ersetzt werden. Da eingefrorene Rohre in den seltensten Fällen gezogen werden können, sind die Ersatzrohre so bemessen, daß sie in die undichten eingelassen werden können.

48. — Gefrieranlagen über Tage. Die Gefrieranlagen der Gefrierschächte arbeiten stets nach dem Verfahren der Verdampfung von Flüssigkeiten mit niedrigem Siedepunkt (Kälteerzeuger), wobei die Verdampfungswärme der Umgebung der verdampfenden Flüssigkeit, dem Kälteträger, entzogen wird. Als *Kälteerzeuger* werden Ammoniak oder Kohlensäure in flüssigem Zustand benutzt. Die entstehenden kalten Dämpfe werden im Verdichter wiederum verdichtet. 1 kg Ammoniak nimmt bei der Verdampfung etwa 290 Wärmeeinheiten (kcal) und 1 kg Kohlensäure unter derselben Temperatur etwa 35 kcal auf. In der Gefrieranlage findet weiter der Wärmeaustausch zwischen Kälteerzeuger und Kälteträger statt. Der *Kälteträger*, eine Flüssigkeit mit niedrigem Gefrierpunkt (zumeist Chlormagnesium- und Chlorkalziumsole), wird im Kreislauf von der Gefrieranlage durch die Fallrohre und Gefrierrohre wieder zur Gefrieranlage gepumpt. In der Gefrieranlage umfließt er das vom Kälteerzeuger erfüllte Rohrbündel des Verdampfers und wird dabei abgekühlt. Die vom Gebirge übernommene Wärmemenge geht aber auf den Kälteerzeuger über und wird zu dessen Verdampfung verbraucht.

Voraussetzung für die Abkühlung des Kälteträgers im Verdampfer ist, daß dem zu verdampfenden Kälteerzeuger die im Verdichter mitgegebene Verdichtungswärme entzogen worden ist. Dies geschieht in einem meist frei stehenden Rohrsystem durch *Wasserkühlung*. Das Wasser wird Pumpanlagen oder Wasserläufen entnommen und fließt erwärmt wieder ab. Bei Mangel an frischem, kaltem Wasser wird das erwärmte Wasser wiedergewonnen und zur erneuten Verwendung in Kühltürmen gekühlt, so daß es in diesem Falle auch einen Kreislauf macht. Die gesamte Wärmemenge, die dem Gebirge entzogen wird, muß in der Kühlanlage von den verdichteten Dämpfen letztlich an das Kühlwasser abgegeben werden, wobei es sich insbesondere für die warme Jahreszeit als günstig erweist, daß die Dämpfe auch ein beachtliches Temperaturgefälle zum Kühlwasser hin haben. Reicht die in den Berieselungsverflüssigern bei zu hoher Kühlwassertemperatur erreichte Temperatur zur Verflüssigung nicht aus, so leitet man das Gas noch durch Nachkühler, in denen mit genügend kaltem Wasser — notfalls mit Kältelauge — gekühlt wird.

49. — Der Kreislauf des Kälteerzeugers. Der Kälteerzeuger durchläuft im Kreislauf vier Einrichtungen: Den Verdichter, den Verflüssiger, das Regelventil und den Verdampfer (Abb. 107).

Von ein- oder mehrstufig arbeitenden *Verdichtern* wird das aus dem Verdampfer wieder angesaugte Gas unter starker Erwärmung verdichtet, und zwar wird Ammoniak auf etwa 20—25 at — bei neueren Ammoniak-Tiefkälteanlagen auch auf mehr —, Kohlensäure auf 60—75 at Überdruck verdichtet. Das verdichtete und dadurch erwärmte Gas muß abgekühlt werden, um sich verflüssigen zu können. Dies geschieht auf dem Wege durch den *Verflüssiger*. Durch das *Regelventil* tritt das Kältemittel unter vermindertem Druck in den *Verdampfer*. Hier benötigt es zum Verdampfen Wärme. Diese wird dem Kälteträger entzogen, der auf diese Weise abgekühlt wird.

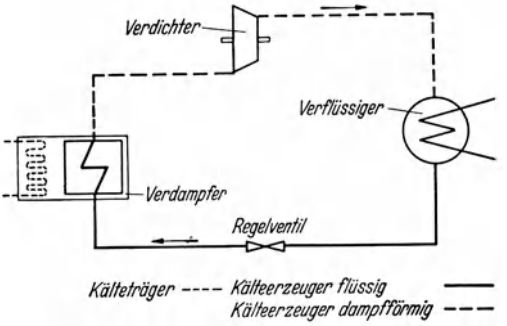


Abb. 107. Kreislauf des Kälteerzeugers

Als Verflüssiger dienen fast ausschließlich Berieselungsverflüssiger. Ihre Wärmedurchgangszahl beträgt im laufenden Betrieb 600—700 kcal/m² h °C gegenüber nur 200—300 kcal/m² h °C bei den veralteten Tauchverflüssigern. Die Berieselungsverflüssiger bestehen aus nebeneinander angeordneten berieselten Rohrwänden, durch die das zu verflüssigende Gas strömt. Bei den Gleichstrom-Berieselungsverflüssigern muß dabei das Kältemittel die gesamte Rohrschlangenlänge durchlaufen, bei den in Abb. 108 wiedergegebenen Querrohrverflüssigern verteilt es sich dagegen aus senkrechten Standrohren gleichmäßig auf die waagerechten berieselten Rohre und sammelt sich verflüssigt in dem auf der anderen Seite angebrachten Standrohr, von wo es abgeleitet wird. Dies hat den Vorteil, daß der Strömungswiderstand für das Kältemittel geringer und die Wärmeübertragung besser ist als beim Gleichstromverflüssiger. Der Wasserbedarf ist gering, wenn mit Umlaufwasser gearbeitet wird und nur die verdunstete Wassermenge zu ersetzen ist.

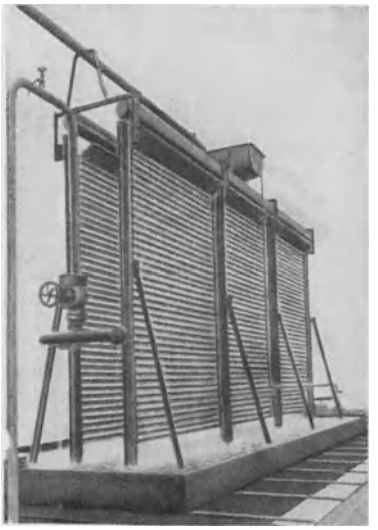


Abb. 108. Querrohrverflüssiger

Als Verdampfer (Refrigerator) oder Solekühler dient ein Rohrsystem, das in einem offenen oder geschlossenen Behälter von dem Kälteträger umspült wird (Abb. 109). Je nach Größe der Behälter wird zur besseren Abkühlung der Kälteträger in größere Bewegung gebracht. Gegen Erwärmung sind die Behälter ebenso wie die Rohrleitungen mit einer Wärmeschutzhülle umgeben. Von dem Verdampfer wird das noch immer kalte Gas vom Verdichter zu erneutem Kreislauf angesaugt.

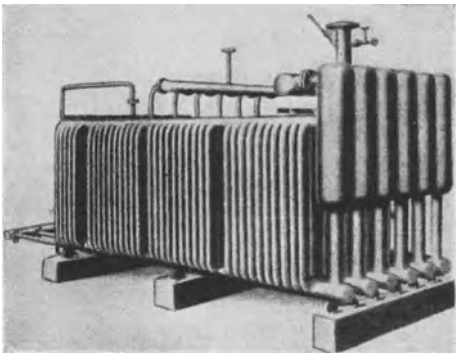


Abb. 109. Steilrohrverdampfer

50. — Ammoniak und Kohlensäure als Kälteerzeuger. Die wichtigsten Eigenschaften des Ammoniaks und der Kohlensäure hinsichtlich ihrer Verwendung für die Kälteerzeugung ergeben sich aus folgender Zusammenstellung:

	Kritische Temperatur	Verflüssigung erfolgt bei	Siedepunkt
Ammoniak (NH_3)	131° C	+15° C und 7,1 ata	−34° C bei 1 ata
		+20° C und 8,4 ata	−23° C bei 1,5 ata
		+25° C und 9,8 ata	−18° C bei 2 ata
Kohlensäure (CO_2)	31° C	+15° C und 52,2 ata	−49° C bei 7 ata
		+20° C und 58,8 ata	−45° C bei 8 ata
		+25° C und 66 ata	−42° C bei 9 ata

Danach läßt sich Ammoniak bei geringeren Drücken verflüssigen. Man kommt bei Temperaturen des Kühlwassers von 15—25° C mit Kompressordrücken von etwa 9—11 ata aus. Die Temperatur, die man bei gewöhnlichen Betriebsverhältnissen ohne Schwierigkeit dem Kälteträger mitteilen kann, ist immer etwas höher als die Temperatur im Verdampfer. Sie beträgt bei einstufiger Verdichtung etwa −25° C. Wird die Ammoniakgefrieranlage dagegen zwei- oder dreistufig ausgebaut, so können Laugentemperaturen von −40° C erreicht werden. Bei Verwendung der Kohlensäure sind die entsprechenden Zahlen 60—80 at und −30 bis −35° C. Die tiefsten erreichbaren Laugentemperaturen liegen hier jedoch zwischen −50 und −55° C. Wegen der erheblich niedrigeren kritischen Temperatur der Kohlensäure, oberhalb deren eine Verflüssigung nicht mehr möglich ist, muß für viel und genügend kaltes Kühlwasser Sorge getragen werden. Auch müssen selbst Spuren von Wasser im Kreislauf vermieden werden, da sonst das Regelventil einfriert.

Ammoniak hat den Vorteil, daß Undichtigkeiten der Maschine und der Leitungen infolge des geringeren Drucks weniger leicht auftreten und man sie durch *den stechenden* Geruch leicht merkt. Die Anwesenheit von Wasser ist ohne Belang.

Auch ist die spezifische Kälteleistung (kcal/PSh) bei Ammoniak selbst bei einstufiger Verdichtung günstiger als bei Kohlensäure mit zweistufiger Verdichtung. Daraus ergibt sich bei der Verwendung von Ammoniak ein geringerer Energieverbrauch und die Möglichkeit, schwächere Motoren einzusetzen. Infolgedessen sind die Energie- und Anlagekosten niedriger. Anderseits ist Ammoniak etwas teurer als Kohlensäure; auch verunreinigt es sich leichter als Kohlensäure mit dem Schmieröl des Kompressors, so daß auf die Ölabscheidung größere Sorgfalt zu verwenden ist. Insgesamt zieht man trotzdem Ammoniak der Kohlensäure vor. Will man dagegen mit tieferen Temperaturen der Kälteflüssigkeit arbeiten, so benutzt man vielfach noch Kohlensäure. Neuere Anlagen, die mit mehrstufiger Verdichtung arbeiten, gestatten aber, auch mit Ammoniak tiefe Temperaturen zu erreichen.

51. — Der Kälteträger und sein Kreislauf. Meistens hat man als Kälteträger *Chlormagnesiumlauge* mit 26% $MgCl_2$ benutzt, die bei —33° C gefriert. Die tatsächlich angewandten Temperaturen liegen bei dem meist

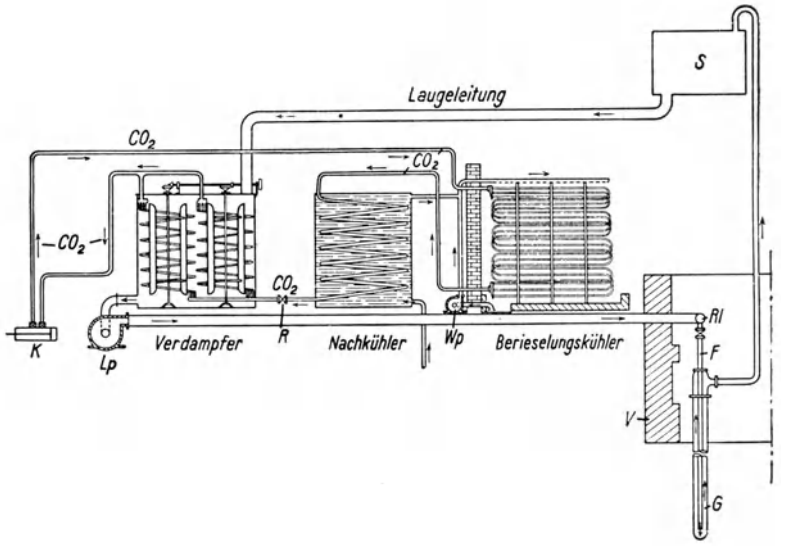


Abb. 110. Schema einer Gefrieranlage.
K Kompressor; — W_p Kühlwasserpumpe; — *G* Gefrierrohr; — *R* Regelventil; — *Rl* Ringleitung; — *S* Sammelbehälter für den Kälteträger; — L_p Kälteträgerpumpe; — *F* Fallrohr; — *V* Gefrierkeller

benutzten Ammoniakverfahren nicht so tief und sinken während des eigentlichen Gefrierens auf höchstens —24° C bei der Einströmung in die Fallrohre und —19° C bei der Ausströmung aus den Gefrierrohren. Zur ständigen Überwachung der Soletemperaturen werden an den Ausflußstutzen in den Sammelkästen Thermometer angebracht.

Chlorkalziumlauge ist um ein geringes teurer, aber für das Tiefkälteverfahren gut geeignet, da sie noch bei —50° C flüssig bleibt. Meist verwendet man dann eine Mischung aus 85 Teilen Chlorkalziumlauge, 10 Teilen Chlormagnesiumlauge und 5 Teilen Methylalkohol[1]. Es ist auch eine aus Metallsalzlösungen und organischen Bestandteilen bestehende Lauge (die

[1] ERLINGHAGEN: Die Entwicklung des Schachtabteufens nach dem Gefrierverfahren während der letzten 20 Jahre. Schlägel u. Eisen 1923 S. 121.

sog. Reinhartinsole) gebraucht worden, die zwar in der Anschaffung teurer ist, sich aber im Betrieb billiger stellt.

Durch Umwälzpumpen wird der Kälteträger dauernd in Bewegung gehalten. Der Weg, den er macht, führt von den Pumpen zum Verteilungsring im Gefrierkeller und von hier in Parallelschaltung durch die Fallrohre abwärts und durch die Gefrierrohre aufwärts. Infolge der Parallelschaltung der Gefrierrohre fließt jedem die Kälteflüssigkeit mit der gleichen Temperatur zu. Aus den Gefrierrohren gelangt der Kälteträger zum Sammelkasten, sodann weiter zum Verdampfer und schließlich wieder zur Pumpe.

Abb. 110 zeigt das Schema einer Gefrieranlage, das den Kreislauf des Kälteträgers, des Kälteerzeugers und des Kühlwassers erkennen läßt. Ein Gefrierschacht, der bei 6,5 m lichtem Durchmesser 300 m Teufe erreichen soll und insgesamt etwa 10000 m Bohrlochlänge erfordert, benötigt etwa 1000 kg Ammoniak, 50000 kg Chlorkalzium und eine stündliche Kühlwassermenge von 50—60 m^3.

52. — Das Tiefkälteverfahren[1]. Der Erfolg des Gefrierverfahrens hängt häufig, namentlich beim Abteufen im Salzbergbau, von der Möglichkeit ab, die im Gebirge enthaltenen Salzlaugen restlos zum Gefrieren zu bringen. Hierbei sind die eigenartigen Verhältnisse, unter denen das Gefrieren von Salzlösungen vor sich geht, zu beachten. Eine Salzlösung gefriert beim Abkühlen unter 0° C nicht gleichmäßig, vielmehr scheidet sich je nach dem Salzgehalt zunächst nur Eis oder Salz ab. Aus einer geringprozentigen Salzlösung beginnt bei einer bestimmten Temperatur unter 0° C die Ausscheidung von Eis, wobei sich der Salzgehalt in der verbleibenden Lösung erhöht; das hat ein weiteres Sinken des Gefrierpunktes zur Folge. Es scheidet sich so lange Eis aus, bis die Temperatur von —21,2° C und ein Salzgehalt von 22,4% erreicht ist. Eine solche Lösung ändert bei weiterer Abkühlung ihre Zusammensetzung nicht mehr, sondern erstarrt unter Zerfall in Eis und Salz zu einem innigen Gemisch dieser beiden Bestandteile.

Dagegen fällt aus einer hochprozentigen Lösung (über 22,4% Salz) beim Abkühlen zunächst nur Salz aus, bis bei —21,2° C ebenfalls der kryohydratische Punkt erreicht ist.

Abb. 111 gibt eine zeichnerische Darstellung dieser Verhältnisse. Daraus ist zu ersehen, daß z. B. in einer 5%igen Kochsalzlösung die Ausscheidung von Eis bei —3° C beginnt, daß eine 22,4%ige Lösung bis —21,2° C ohne Abscheidung von Salz oder Eis abgekühlt werden kann und daß aus einer 25%igen Lösung bei —12,2° C Salz auszufallen anfängt.

Hieraus ist die Schlußfolgerung zu ziehen, daß reine Steinsalzlösungen, um völlig zu gefrieren, auf eine Temperatur von —21,2° C abgekühlt werden müssen. Die im Gebirge vorhandenen Salzlösungen bestehen aber in der Regel nicht aus reinen Chlornatriumlösungen, sondern besitzen infolge Beimengung anderer Salze einen noch tieferen Gefrierpunkt. Man muß deshalb zum restlosen Ausfrieren der vorkommenden Solen mit Temperaturen von mindestens —26° C rechnen und zur sicheren Erzielung dieser Temperaturen im Gebirge die Kühllauge unter —35° C abkühlen. Man spricht dann vom „Tiefkälteverfahren".

[1] Joosten, H.: Das Tiefkälteverfahren beim Schachtabteufen. Glückauf 1927 S. 293.

Bei der Durchführung des Tiefkälteverfahrens ist zu beachten, daß der Abstand der Gefrierlöcher voneinander geringer als beim einfachen Gefrierverfahren zu wählen ist. Auch sind Abweichungen der Bohrlöcher aus der Senkrechten sorgfältiger zu vermeiden. Die Lufttemperatur auf der Sohle des Schachtes liegt meist zwischen —20 und —27° C und ist etwa 7° C höher als die des Gebirges. Um die Temperatur nicht zu tief sinken zu lassen, ist blasende Bewetterung zweckmäßig.

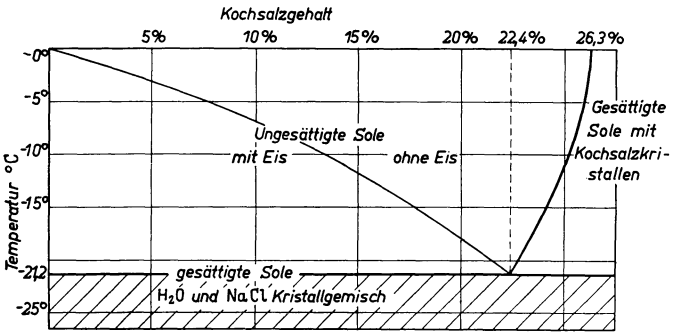


Abb. 111. Das Verhalten einer Salzlösung beim Gefrieren

53. — Berechnung der erforderlichen Wärmemenge. Die für die Herstellung des Frostzylinders dem Gebirge zu entziehende und dem Kühlwasser zuzuführende Wärmemenge läßt sich, allerdings nur annähernd, berechnen. Da die spezifische Wärme des Wassers = 1, die des Eises = 0,5 und die des festen Gebirges etwa = 0,2 kcal/kg°C ist, wird die Abkühlung um je 1° C von 1 m² Wasser (= 1000 kg) 1000 kcal, von 1 m³ Eis[1] 500 kcal und von 1 m³ Gebirge, das ein spezifisches Gewicht von 2,6 besitzt, $0{,}2 \cdot 2{,}6 \cdot 1000 = 520$ kcal erfordern. Außerdem sind für den Übergang des Wassers in Eis je 1 kg 79 kcal notwendig. Dieser Wert ist sehr hoch und beeinflußt die Zahl der erforderlichen Wärmeeinheiten je nach dem Wassergehalt des Gebirges in besonderem Maße. Beträgt der Wassergehalt 25% statt 15%, so nimmt die für die Herstellung des Frostzylinders abzuführende Wärmemenge um etwa 50% zu.

Das Gebirge möge in 1 m³ 1700 kg feste Bestandteile und 300 kg Wasser enthalten. Für die Abkühlung von +10°C auf —10°C sind alsdann je 1 m³ erforderlich: $1700 \cdot 0{,}2 \cdot 20 + 300 \cdot 1 \cdot 10 + 300 \cdot 79 + 300 \cdot 0{,}5 \cdot 10 = 35000$ kcal. Ein völlig geschlossener Frostzylinder von z. B. 13,5 m Durchmesser und 180 m Höhe, der 26000 m³ Gebirge umfaßt, würde also zu seiner Herstellung und Abkühlung auf —10° C einer Menge von rd. 900 Mill. kcal bedürfen.

Es sind aber noch wesentlich höhere Wärmemengen abzuführen, da *Leitungs- und Strahlungsverluste* auftreten und nicht allein der Frostzylinder, sondern auch das umliegende Gebirge sich abkühlt. Man kann annehmen, daß bei geringsten Verlusten durch Leitung und Strahlung über Tage die Verluste 25% und an das umgebende Gebirge und zum Schacht hin während der Gefrierdauer etwa 50% der rechnungsmäßig erforderlichen Wärmeabfuhr betragen.

Um jetzt die je Tag in Betracht kommende *Gefrierleistung* errechnen zu können, muß die Gefrierdauer bekannt sein. Sie hängt von der gesamten Gefrierrohroberfläche sowie von dem je m² Rohroberfläche möglichen Wärmeentzug ab. Letzterer beträgt meist 210 kcal/m²h. Die Oberfläche von 100 m Gefrierrohr ist 44 m².

Für 34 Rohre von 180 m Länge errechnet sich eine Gesamtoberfläche von rd. 2692 m². Die stündlich dem Gebirge zu entziehende Wärmemenge beläuft sich somit auf 2692×210 kcal = 565320 kcal. Da über Tage 25% Strahlungsverluste entstehen, errechnet sich die zu installierende Leistung der Gefrieranlage zu rd.

[1] Die etwas geringere Wichte des Eises ist hier nicht berücksichtigt worden.

753000 kcal/h. Da insgesamt 1575 Mill. kcal abgegeben werden müssen, ergibt sich eine Gefrierdauer von 1575000000 : 753000 = 2092 Stunden oder rd. 90 Tagen. Im vorliegenden Fall würden etwa 4 Maschinen zu je 200000 kcal/h den Anforderungen genügen.

Nach Beginn des Abteufens kommt es nur noch darauf an, die Frostwand zu unterhalten, so daß ein weit geringerer Wärmeentzug als zur Zeit des Gefrierens ausreicht und nur ein Teil der Maschinen in Betrieb zu bleiben braucht.

Für tiefere Schächte sind die Gefrierleistungen entsprechend zu erhöhen. Beispielsweise rechnet man für einen Schacht von 400 m Teufe und 6 m lichte Weite mit einem Wärmeentzug von stündlich 1,65 Mill. kcal und einer Gefrierdauer von 4—6 Monaten.

54. — Druckfestigkeit des gefrorenen Gebirges. Über die Druckfestigkeit des gefrorenen Gebirges sind an verschiedenen Stellen mehrfach Versuche angestellt worden. Die Versuchsergebnisse sind freilich nicht vorbehaltlos zu verwenden, weil die durch den Druck erzeugte Wärme nicht so gleichmäßig wie im Gebirge abgeführt werden kann; auch spielt die Form des Versuchskörpers eine Rolle. Die tatsächlichen Festigkeitswerte sind wahrscheinlich etwas höher als die im Druckversuch gefundenen. Im einzelnen wurde festgestellt, daß die Druckfestigkeit mit sinkender Temperatur wächst und im übrigen von der Art des Gebirges abhängig ist. Ein voll mit Wasser gesättigter und sodann gefrorener reiner Quarzsand liefert die höchsten Festigkeitszahlen, die, wie Abb. 112 zeigt, von 20 kg/cm² bei 0° C auf etwa 120 kg/cm² bei —10° C und auf annähernd 200 kg/cm² bei —25° C ansteigen[1]. BIQUET hat festgestellt, daß, je grobkörniger der Sand ist, um so höher seine Druckfestigkeit in gefrorenem Zustand ist.

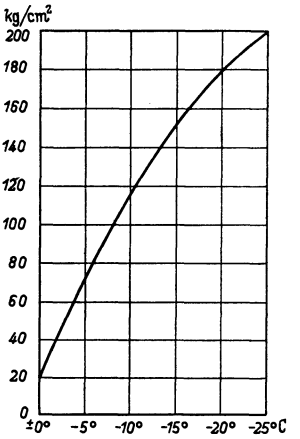


Abb. 112. Druckfestigkeit gefrorenen schwimmsandähnlichen Wasser-Sand-Gemisches in Abhängigkeit von der Temperatur[2].

Gefrorener reiner Ton mit Wasser erreicht Festigkeiten, die nur etwa halb so hoch wie die des gefrorenen Sandes sind, so daß solche Schichten den Erfolg des Abteufens gefährden können. Sandiger Ton und tonige Sande liefern Mittelwerte. Im großen und ganzen wird man für tonig-sandiges Gebirge Festigkeiten annehmen können, die etwa zwei Drittel derjenigen des gefrorenen, reinen Sandes betragen.

Reines Eis, das auch unter Tage, z. B. beim Ausfrieren von Spalten, vorkommen kann, besitzt eine noch geringere Festigkeit. Bei —15° C zersplittert es bereits bei 18 kg/cm² Belastung. Sehr geringe Festigkeit hat auch gefrorene Braunkohle.

Die angegebenen Zahlen treffen nicht zu, wenn man es mit Salzwasser zu tun hat, da gesättigte Sole erst bei rd. —22° C gefriert. Aber auch in diesem Falle kann man bei genügend tiefen Temperaturen noch hohe Druckfestigkeiten des gefrorenen Gebirges erzielen. Z. B. hat die Firma Wegelin & Hübner zu Halle (Saale) bei einem mit vollgesättigter Sole getränkten Sandblock bei —47° bis —49° C eine Druckfestigkeit von 188 kg/cm² festgestellt.

55. — Stärke der Frostwand. Erreichbare Teufe. Von gleicher Wichtigkeit wie die richtige Bemessung des Schachtausbaus ist die Bemessung der Stärke der Frostwand, da diese den Schacht während des Abteufens vor

[1] SCHMIDT, F.: Die Benutzung des Gefrierverfahrens zur Ausführung bergmännischer Arbeiten. Z. ges. Kälteind. 1898 S. 59; — ferner M. BIQUET: Ann. Mines Belg. 1953 S. 558.

[2] SCHMIDT, F.: L'emploi de la congélation etc. Bull. Soc. ind. min. 1895 3. sér. tome IX, S. 319.

einem Einbruch von Wasser oder Schwimmsand schützen soll. Die Frostwand muß also standfest genug sein. Ihre Standfestigkeit hängt von dem Gebirge, der Ausführung des Frostkörpers und der auf ihr ruhenden Belastung ab. Je größer die Druckfestigkeit K (kg/cm²) des gefrorenen Gebirges und je größer die Frostwandstärke ist, um so mehr wächst ihre Standfestigkeit. Anderseits kann bei höherer Druckfestigkeit die Frostwandstärke geringer gewählt werden. Auf eine weitere wichtige Eigenschaft einer aus gefrorenem Schwimmsand oder tonhaltigen Schichten bestehenden Frostwand hat DOMKE[1] hingewiesen. Es ist dies ihre Plastizität, zu deren Auswirkung Zeit notwendig ist. Eine bis nahe an die Grenze ihrer Standfestigkeit beanspruchte Frostmauer bricht also nicht plötzlich herein, vielmehr ist mit einem langsamen Hereinschieben in den abgeteuften, noch nicht ausgebauten Schachtteil zu rechnen.

Die Belastung der Frostwand in einem in einer bestimmten Teufe H (m) liegenden Querschnitt hängt einmal von dem Gewicht der über diesem Querschnitt befindlichen Frostwand ab, deren Druckanteil auf Grund der Formel $P = \frac{\gamma \cdot H}{10}$ kg/cm² errechnet werden kann, wobei γ die Wichte in t/m³ angibt. Weiterhin ist sie von dem auf der Frostwand wirkenden Normaldruck $p = \frac{H}{10} \cdot 1{,}2$ (bis 1,4) kg/cm² abhängig, wobei der den hydrostatischen Druck überlagernde Böschungsdruck mit 20—40 % berücksichtigt ist. Unter Berücksichtigung der plastischen Eigenschaft gefrorenen Schwimmsandes und der Voraussetzung, daß $p < P < K$ ist, und daß keine größere Frostwandstärke als der Aushubdurchmesser 2b erforderlich ist, hat DOMKE eine Annäherungsformel für die Berechnung der Frostwandstärke S (m) entwickelt.

Sie lautet $\frac{S}{b} = 0{,}29\left(\frac{p}{K}\right) + 2{,}30\left(\frac{p}{K}\right)^2$.

In der Zahlentafel sind die auf Grund dieser Formel errechneten Frostwandstärken bei verschiedenen Aushubdurchmessern sowie bei Druckfestigkeiten K des gefrorenen Schwimmsandes von 100 und 200 kg/cm² für einen 500 m tiefen Schacht wiedergegeben. Als Normaldrucke sind 50, 65 und 70 kg/cm² angenommen.

Aushubdurchmesser 2b	Frostwandstärke errechnet bei					
	p = 50		p = 65		p = 70 kg/cm²	
	100	200	100	200	100	200 kg/cm²
m	m	m	m	m	m	m
8,0	2,9	0,85	4,6	1,35	5,3	1,5
9,5	3,4	1,05	5,5	1,6	6,3	1,8
10,0	3,6	1,15	5,8	1,7	6,65	1,9

Aus der Formel und der Zahlentafel ist zu ersehen, daß die erforderliche Frostwandstärke mit zunehmendem Außendruck, mit abnehmender Druckfestigkeit des gefrorenen Schwimmsandes sowie mit zunehmendem Aushub-

[1] DOMKE, O.: Über die Beanspruchung der Frostmauer beim Schachtabteufen nach dem Gefrierverfahren. Glückauf 1915 S. 1129; — vgl. auch A. JONAS: Die Widerstandsfähigkeit der Frostwand beim Schachtabteufen usw. Dissertation Aachen 1941. Glückauf 1941 S. 365.

durchmesser wächst. Erträgliche Frostwandstärken von 2 bis etwa 3,5 m sind bei zunehmender Teufe nur bei hoher Druckfestigkeit der Frostwand, also bei niedrigen Temperaturen, zu erzielen.

Man kann schon mit dem Abteufen beginnen, wenn an der Schachtwand eine Temperatur von 0° C oder —1° C erreicht ist. Ist dabei die Temperatur am Gefrierrohr z. B. —18°, so hat dann die Frostwand eine mittlere Temperatur von —9° C. Bei Erreichen des Schachttiefsten sind die Temperaturen am Schachtstoß bis auf etwa —16° C gesunken. Für jeden Einzelfall ist in Abhängigkeit vom Gebirge, vom Schachtdurchmesser und von der Frostwandstärke zu ermitteln, bei welcher mittleren Temperatur die Frostmauer die erforderliche Sicherheit besitzt. In diesem Zusammenhang ist es wichtig, darauf hinzuweisen, daß bei Soletemperaturen von —20° C am Fallrohreintritt allerdings erst nach etwa einem Jahr Stoßtemperaturen von etwa —16° C gemessen zu werden pflegen. Eine Durchschnittstemperatur von —20° C über eine Frostwandstärke von 5—6 m gibt es unter den heutigen praktischen Gefrierschachtbedingungen kaum. Die Zahlentafel zeigt weiterhin, daß es wichtig ist, den Aushubdurchmesser in mäßigen Grenzen zu halten. Dieser ist von dem gewünschten lichten Schachtdurchmesser, dann aber auch von der Wandstärke des Ausbaus abhängig. Infolgedessen ist derjenige Ausbau am günstigsten, der bei gleicher Festigkeit den geringsten Querschnitt erfordert.

Aus der obengenannten Formel geht ferner hervor, daß die erforderliche Frostwandstärke außerdem mit der Teufe zunimmt, also bei großen Teufen aus wirtschaftlichen Gründen die Notwendigkeit, mit niedrigen Gefriertemperaturen zu arbeiten, in verstärktem Maße besteht. Es ist dies um so mehr der Fall, als tonige Schichten, die mit reinen Schwimmsanden wechsellagern, im gefrorenen Zustand ohnehin eine geringere Druckfestigkeit aufweisen als diese. Gleichzeitig muß in größeren Teufen durch Unterhängen der Tübbinge (s. S. 185) einem Hineinschieben des gefrorenen Gebirges in das Schachtinnere möglichst schnell begegnet werden, damit auch die Gefrierrohre nicht in unliebsamer Weise beansprucht werden.

Auf Grund dieser Überlegungen ist anzunehmen, daß das Gefrierverfahren auch noch für das Durchteufen wesentlich mächtigerer Deckgebirgsschichten anwendbar ist, als es bisher geschehen ist. Immerhin findet es nach Domke in der Teufe eine Grenze, in der der senkrechte Druck des Frostzylinders in einem von seiner Wandstärke abhängigen Verhältnis größer ist als die Druckfestigkeit des gefrorenen Gebirges, wenn auch theoretisch jede beliebige Teufe mit endlichen Wandstärken erreicht werden kann.

Es erhebt sich schließlich noch die Frage, ob die Frostwand in ihrer ganzen Stärke als tragfähig angesehen werden kann oder nur ein Teil von ihr. Wie in Ziff. 56 ausgeführt wird, ist eine innere von einer äußeren Frostwand zu unterscheiden. Der Temperaturverlauf in der inneren Frostwand ist aus den Temperaturen am Schachtstoß und in den Gefrierrohren bekannt, das Mittel dieser Temperaturen kann unbedenklich zur Ermittlung der zulässigen Frostwandbeanspruchung in diesem Bereich herangezogen werden. Da die Frostwand aber auch nach außen nicht unbeträchtlich wächst, bestehen keine Bedenken, einen Teil der äußeren Frostwand bei der Ermittlung der zulässigen Beanspruchung mit heranzuziehen. Es ist

jedoch in diesem Fall unerläßlich, durch Temperaturmessungen den Temperaturverlauf in dem in die Rechnung einzubeziehenden Teil nachzuweisen.

56. — Bildung des Frostkörpers. Das Gebirge gefriert zunächst in gleichmäßigen, kreisförmigen Schichten um die einzelnen Gefrierrohre, bis die so entstehenden Frostzylinder zusammenstoßen und sich zu einem Ring schließen. Sobald das geschehen ist, schreitet das Frieren nach dem Schachtinneren erheblich schneller als nach dem Umfang hin fort, weil im Inneren des Frostringes die Verluste durch Strahlung und durch Abkühlung des benachbarten Gebirges viel geringer als außen sind. Man kann annehmen, daß einer Zunahme der Frostwandstärke nach innen um 1 m eine Zunahme nach außen um etwa 60 cm entspricht. Abb. 113 zeigt das allmähliche Fortschreiten des Gefrierens nach der Schachtmitte hin im senkrechten Schnitt. Bei nicht besonders tiefen Schächten besitzt der aus den Fallrohren tretende Kälteträger unten seine tiefste Temperatur, so daß er hier dem Gebirge mehr Wärme als im oberen Teile entziehen wird. Das Gefrieren beginnt also unten, und die Frostwand wird hier zunächst etwas stärker als oben. Je länger das Gefrieren andauert, um so mehr nimmt auch im oberen Teil die Frostwandstärke zu. Beim Ausfrieren des Schachtinneren wird naturgemäß der Frostkörper unten und oben die Form eines Flaschenbodens annehmen, wobei der ungefrorene Teil sich oben tiefer einsenken, als unten emporsteigen wird.

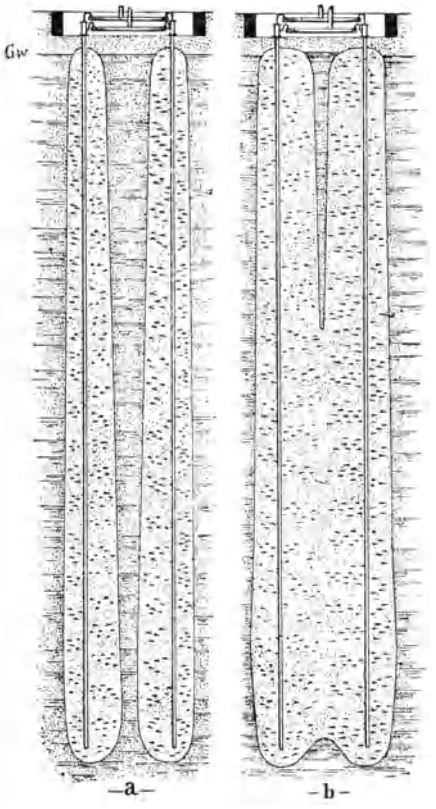


Abb. 113 a u. b. Bildung des Frostkörpers

In tiefen Gefrierschächten von etwa 400—600 m können sich andere Verhältnisse herausbilden. Es kann in erheblichem Maße ein *Wärmeaustausch* zwischen der Fallrohr- und der Steigrohrlauge derart stattfinden, daß erstere erwärmt wird und letztere sich an jener wieder abkühlt. Daraus folgt, daß die Steigrohrlauge im Bohrlochtiefsten eine höhere Temperatur als beim Austritt aus dem Gefrierrohr besitzen wird. Der Frostzylinder um die Gefrierrohre verjüngt sich also bei großen Teufen wieder. Durch genügend raschen Laugenumlauf sowie durch Gleichhalten des Temperaturunterschieds zwischen zu- und abfließender Lauge ist es jedoch möglich, einer solchen un-

regelmäßigen Frostkörperbildung zu begegnen. In seltenen Fällen hat man die Frostwirkung auf das Schachttiefste dadurch verstärkt, daß man den oberen Flüssigkeitsspiegel im Gefrierrohr durch einen Stopfen oder durch Druckluft niederdrückte und die Lauge in einer gesonderten Rohrleitung, die in den Ringraum zwischen Gefrier- und Fallrohr eingehängt war, zutage förderte. Wenn man dagegen den oberen Teil des Schachtes möglichst schnell zum Gefrieren bringen will, so kann man dies dadurch erreichen, daß man die Fallrohre nicht bis in das tiefste der Gefrierrohre, sondern nur etwa bis zur Hälfte einhängt. Für einen 600 m tiefen Schacht würde dies bedeuten, daß die Fallrohre erst bei 300 m, dann bei 600 m eingehängt werden oder man auch noch eine weitere Zwischenstufe bei 450 m vorsieht. BIQUET[1] hat errechnet, daß sich dadurch die Gefrierzeit von 1 Jahr auf 8,5 und auf 7,5 Monate verringern läßt. Außerdem besteht der Vorteil, daß schon nach Bildung des oberen Frostkörpers mit dem Abteufen begonnen werden kann[2]. Frostkörper von noch größerer Teufe herzustellen, wird wegen der Unregelmäßigkeit der Wärmeaustauschvorgänge zwischen Gefrierrohr und Gebirge immer schwieriger, und es dauert sehr lange, bis sich in großen Teufen der Frostkörper geschlossen und eine ausreichende Stärke erreicht hat. BIQUET hat durch Rechnung und Versuche nachgewiesen, daß mit einer Art Hartgummi (Ebonit) von 6 mm Stärke ausgekleidete Fallrohre eine gleichmäßigere Frostkörperbildung ermöglichen und noch in 1000—1500 m Teufe ein größenordnungsmäßig ähnliches Absinken der Temperatur um jedes Gefrierrohr bewirken wie in der Nähe der Erdoberfläche. Außerdem weist er für große Teufen auf die Notwendigkeit hin, die Zahl der Gefrierlöcher zu erhöhen, d. h. sie auf zwei konzentrischen Kreisen anzuordnen.

57. — Beobachtung der Frostkörperbildung. Zur Beobachtung des Frostkörpers ist außer der laufenden Messung der Temperaturen von einfallender und wieder aufsteigender Lauge die Verfolgung der absinkenden Gebirgstemperaturen von besonderer Bedeutung. Sie erfolgt in der Regel in den Gefrierbohrlöchern selbst, die während der Temperaturmessung außer Betrieb gesetzt werden, da nur dann die im Gefrier- und Fallrohr enthaltene „tote" Lauge die Temperatur des umgehenden Gebirges annehmen kann.

Im übrigen läßt sich das Schließen der Frostwand durch die Beobachtung des Grundwasserspiegels innerhalb und außerhalb des Gefrierrohrkreises feststellen. Solange nämlich die Frostwand noch nicht geschlossen ist, steht der Wasserspiegel innen und außen gleich hoch, und etwaige Schwankungen machen sich hier wie dort bemerkbar. Nach Schließung der Frostwand dagegen steigt das am Entweichen nach außen gehinderte und durch die Raumvermehrung infolge der Eisbildung verdrängte Wasser im Schacht langsam an.

Zur Beobachtung des Wasserspiegels von der Tagesoberfläche aus dient auch häufig ein in der Mitte des späteren Aushubquerschnitts gestoßenes Bohrloch, das innerhalb der vermuteten Wasserzonen mit geschlitzten

[1] BIQUET, M.: Le fonçage des puits de mines a plus de 1000 mètres de profondeur à travers les sables boulants. Annales Mines Belg. 1953 S. 558.

[2] SIK, S. L.: Neuere Arbeitsweisen beim Gefrierschachtverfahren. Glückauf 1951 S. 529.

Rohren besetzt wird und unten offen ist. Wenn auch selbst für größere Teufen das Schließen der Frostwand durch ein senkrechtes Niederbringen der Bohrungen gewährleistet und durch die Temperaturmessung beobachtet wird, so hat ein solches Mittelloch außerdem noch den Zweck, zu verhindern, daß freies Wasser durch den Gefriervorgang eingeschlossen wird. Derartig eingeschlossene Wasserlinsen, die allerdings nur bei Temperaturen über —13,5° C möglich sind, können durch den Frost unter hohen Druck kommen und Unglücksfälle verursachen. Werden trotzdem unter hohem Druck stehende Wasser vermutet, so muß zur Sicherung der Belegschaft vorgebohrt werden.

58. — Volumenänderungen des Gebirges während des Gefrierens. Über die Volumenänderungen des gefrierenden, wasserführenden Gebirges ist bisher wenig bekannt. Beim Abteufen des Schachtes Auguste Victoria 4 im Ruhrbezirk ist beobachtet worden[1], daß die Umgebung der Schachtmündung während der Frostwirkung sich um 37 mm hob und während des Auftauens wieder um den gleichen Betrag sank. Hier handelte es sich um vorwiegend sandiges Gebirge. Demgegenüber ist durch besondere Versuche festgestellt worden[2], daß gefrierender Ton je nach dem Wassergehalt sich ausdehnt oder schwindet. Bei einem Wassergehalt bis etwa 20% schwindet er; bei höherem Wassergehalt dehnt er sich aus. Umgekehrt verhält er sich beim Auftauen. Schwindung und Ausdehnung sind so stark, daß sie durch die bekannte Volumenänderung der Körper bei der Abkühlung oder Erwärmung entsprechend dem Ausdehnungskoeffizienten nicht erklärt werden können. Der Vorgang beruht sehr wahrscheinlich auf einer Änderung der physikalischen kolloidalen Tonzusammensetzung. Diese Volumenänderungen und die geringe Druckfestigkeit des gefrorenen und des nichtgefrorenen Tons machen die starken Druckerscheinungen erklärlich, die in Gefrierschächten beim Anfahren von Tonschichten auftreten.

59. — Zementierung des Gebirges vor dem Gefrieren. Größere mit Wasser, insbesondere mit Salzwasser, erfüllte Spalten und Hohlräume im Gebirge gefährden den Gefriererfolg. In solchen Fällen kann es vorteilhaft sein, vor dem Gefrieren die Hohlräume durch Zementieren zu verschließen[3]. Das Gebirge gefriert alsdann schneller und vollständiger, weil es weniger Wasser enthält und zudem das restliche Wasser sich in Ruhe befindet. Ferner ist von Vorteil, daß das Gebirge, soweit es brüchig ist, zusätzlich verfestigt wird und daß bei salzhaltigem Gebirge die Bildung der gefährlichen Solenester vermieden werden kann.

60. — Abteufen. Der oberhalb des Grundwasserspiegels liegende Teil des Gefrierschachtes kann schon zu einem Zeitpunkt abgeteuft werden, zu dem noch nicht genau feststeht, ob der Frostring geschlossen ist. Mit dem weiteren Abteufen darf jedoch erst begonnen werden, wenn der Frostmantel bis in die Aushubfläche vorgedrungen ist. Das Abteufen muß dann allerdings möglichst zügig durchgeführt werden, um den innerhalb des Frost-

[1] Schmidt, G.: Das Abteufen des Schachtes Auguste Victoria 4. Glückauf 1930 S. 597.

[2] Heise: Das Verhalten von Tonschichten in Gefrierschächten. Bergbau 1929 S. 603.

[3] Peinert, W.: Über die Anwendung des Versteinungsverfahrens bei schwierigem Schachtabteufen. Techn. Bl. 1920 S. 27.

zylinders zunächst noch vorhandenen weichen Kern auszunutzen. Es ist dies schon in zahlreichen Fällen bis kurz vor die Endteufe möglich gewesen. Hierbei konnte beobachtet werden, daß der weiche Kern oben mit 3,5—4 m Durchmesser beginnt und allmählich auf 2,5 m absinkt, dann jedoch im untersten Teil des Gefrierschachtes schnell gänzlich verschwindet.

Das Abteufen verläuft nach Art des gewöhnlichen Abteufens von Hand oder mittels Greifer. Solange der Schachtkern noch weich ist, wird das Gebirge mit der Schaufel oder der Keilhaue hereingewonnen, während die gefrorenen Stöße fortgespitzt werden. Auch wendet man zur Hereingewinnung des Gebirges gern Betonbrecher an. Bei Schießarbeit sind Millisekundenzünder zu empfehlen, da bei diesen die Erschütterung des Gebirges geringer ist. Die Abschlagtiefe kann meist die gleiche sein wie beim gewöhnlichen Abteufen. Es ist jedoch dann notwendig, milde wirkende Sprengstoffe zu verwenden. Zweckmäßig benutzt man solche aus der Gruppe der Ammonsalpetersprengstoffe, deren Brisanz nicht allzu hoch liegt, und die außerdem den Vorzug besitzen, daß sie nicht gefrieren.

Um *Vereisungen* der Druckluftwerkzeuge zu vermeiden, ist möglichst trockene Druckluft zu benutzen. Es ist zu empfehlen, die Druckluft unter Verwendung der zur Verfügung stehenden Kältemittel zwecks Entwässerung erst abzukühlen und die trockene Luft dann wieder anzuwärmen.

Die *Lufttemperatur* in den Gefrierschächten pflegt bei dem gewöhnlichen Verfahren etwa bei —7° C bis —10° C zu liegen. Diese Temperaturen sind zwar schon störend, aber noch erträglich. Bei dem Tiefkälteverfahren dagegen sinkt die Temperatur erheblich tiefer (s. Ziff. 52). Temperaturen unter —20° C behindern die Arbeit sehr und machen sorgfältigen Frostschutz für die Belegschaft nötig.

In Fällen, wo man beim *Weiterabteufen* unterhalb des Frostkörpers vor Wasserzuflüssen nicht sicher ist, muß der Übergang an das Steinkohlengebirge dadurch gesichert werden, daß ein Betonklotz eingebracht wird, durch den man vorbohrt und anschließend zementiert.

61. — Der Gefrierschacht-Verbundausbau. Seit vielen Jahren wird ein lebhafter Meinungsstreit über den Ausbau von Gefrierschächten ausgefochten[1]. Es handelt sich hierbei um die Wandstärke des Hinterfüllungsbetons, die Art seines Einbringens und die Zweckmäßigkeit seiner Verbindung mit den Tübbingen, um die Zweckmäßigkeit der Verwendung von Stahlbeton an Stelle von einfachem Beton zur Hinterfüllung der Tübbingsäule, um Zweifel über die Notwendigkeit der Verwendung einer doppelten Tübbingsäule in größerer Teufe sowie um die Wahl des Werkstoffes für die Tübbinge, d. h., ob, wie es bei den Rossenray-Schächten bereits geschehen ist, das bisher allgemein übliche Gußeisen durch Walzstahl ersetzt werden soll oder nicht. Schließlich wird die Zweckmäßigkeit von Tübbingen überhaupt in Frage gestellt. Insbesondere bei Gefrierschächten, die starken Gebirgsbewegungen beim Abbau des Schachtsicherheitspfeilers ausgesetzt sind, hält man eine doppelte Stahlringsäule aus U-Stählen ähnlich dem Honigmannschachtausbau oder aus glatten Stahlblechringen — in beiden Fällen

[1] Mohr, F.: Die Beanspruchungen und Berechnungen des Schachtausbaus. Glückauf 1950 S. 437; — H. Link: Über die Verbundwirkung von Schachtauskleidungen. Glückauf 1954 S. 581 (hier weitere Schrifttumsangaben).

mit einer äußeren 20—25 cm dicken Bitumengleitfuge — oder auch einen Stahlbetonring mit Bitumengleitfuge für richtiger.

Es dürfte nach wie vor feststehen, daß bis zu mittleren Teufen die einfache Tübbingsäule aus Gußeisen mit kräftigem Hinterfüllungsbeton und darüber hinaus die doppelte Tübbingsäule mit Hinterfüllungs- und Zwischenbeton in vielen Fällen eine richtige Lösung ist. Daß bis etwa 250 m Teufe auch Ausbau in Stein gewählt werden kann, wird in Ziff. 62 näher erläutert. Der doppelwandige Stahlausbau mit Betonzwischenfüllung und äußerer Bitumengleitfuge wird überall dort in Betracht gezogen werden müssen, wo bei Gefrierschächten der Abbau des Schachtsicherheitspfeilers beabsichtigt ist.

Eine Festigkeit von 400—500 kg/cm² ist bei von unten nach oben eingebrachtem Stampf- und Rüttelbeton mit Sicherheit zu erreichen. Bei Gußbeton, der dann angewandt werden muß, wenn die Tübbingringe nicht von unten nach oben, sondern durch Unterhängen eingebaut werden, sind immerhin Betonfestigkeiten von 300 kg/cm² zu erzielen.

Damit der Beton nicht zu kalt eingebracht wird, empfiehlt es sich, die Betontemperatur, insbesondere im Winter, durch Anwärmen der Zuschlagstoffe und des Anmachwassers zu regeln. Auch Einblasen von Warmluft in den Schacht kann zweckmäßig sein. Bei dem Schacht Franz Haniel 2 ist z. B. von diesen Mitteln mit Erfolg Gebrauch gemacht worden[1].

Auch erhebt sich die Frage nach einer möglichen Gefährdung der Frostwand durch die Abbindewärme. Bei ihrer Beurteilung darf man sich nicht durch die Temperatur verleiten lassen, die im Beton 50° C gegenüber −10° C oder −15° C der Frostmauer betragen kann. Maßgebend ist vielmehr die Wärmemenge, die auf die Frostwand einwirkt. Außerdem spielen die Zeitdauer der Einwirkung sowie die spezifische Wärme und die Wärmeleitfähigkeit des Frostkörpers eine Rolle. Eingehende, diese Gesichtspunkte berücksichtigende Rechnungen und Messungen haben erwiesen, daß eine Gefährdung der Frostwand selbst bei Verwendung hochwertiger Tonerdezemente nicht angenommen zu werden braucht.

Hinsichtlich der Wahl des Werkstoffs für die Tübbinge spricht für das Gußeisen nicht nur die hohe Druckfestigkeit, sondern auch die hohe Bruchgrenze, die beide bei 7500 kg/cm² liegen. Weiterhin dürfte der harten korrosionsfesten Gußhaut, die den Gußeisentübbing wie einen Schutzmantel umgibt, angesichts der 100—200 Jahre langen Lebensdauer der Schächte eine besondere Bedeutung beizumessen sein. Walzstahl hat die gleiche Druckfestigkeit, jedoch nur eine Bruchgrenze von 3000 kg/cm². Anderseits ist er nicht spröde wie das Gußeisen, sondern zeichnet sich durch Zähigkeit und Verformbarkeit aus. Nach Überschreiten der Streckgrenze findet kein schlagartiger Bruch statt. Beschädigte Stahltübbinge lassen sich durch Schweißen wieder instand setzen. Durch besondere Verankerungen können Stahl- und Betonmantel so sicher miteinander verbunden werden, daß beide Werkstoffe als einheitliches Ganzes die auf den Ausbau wirkenden Kräfte auch bei ungleichmäßig verteilter Belastung aufnehmen[2]. Nach Link[3] soll es mit Walzstahltübbingen möglich sein, wesentlich größere Teufen mit einfacher Tübbingsäule zu erreichen als mit Gußeisentübbingen. Weiter ist zu betonen, daß Walzstahl mit geringeren Wandstärken und daher mit geringeren Gewichten auszukommen gestattet, als dies bei Gußeisen der Fall ist.

62. — Ausbau in Mauerung und Beton. In dem Wunsch, den teuren Tübbingausbau zu vermeiden, hat man im Oberschlesischen und

[1] Mussgnug: Betontechnische Fragen und Erfahrungen beim Gefrierschachtbau. Glückauf 1941 S. 405.

[2] Link, H.: Über die Bemessung des Schachtausbaus und seine Beanspruchung durch Abbauwirkungen bei Verwendung von Stahltübbingen. Bergbau-Arch. 1955 Heft 1/2.

[3] Link, H.: Festigkeitsuntersuchung eines Stahl-Beton-Verbundschachtausbaus mit einfacher Tübbingsäule. Techn. Mitt. Krupp 1955 S. 10.

Aachener Revier sowie in Holland und Ungarn in bisher etwa 15 Fällen Gefrierschächte in Ziegelmauerwerk oder Betonformsteinen ausgebaut, und zwar bis zu Teufen von etwa 200 m[1].

Größere Teufen sind dagegen nur mit Tübbing-Verbundausbau oder Doppel-Stahlringausbau zu beherrschen, da die Mauerung erhebliche Wandstärken bei zu großen Aushubdurchmessern erfordern und auch die Wasserdichtigkeit zu wünschen übriglassen würde. Zeitraubende und kostspielige Nachdichtungsarbeiten lassen sich auch bei geringeren Teufen vielfach nicht vermeiden. Im allgemeinen verringern sich jedoch die Ausbaukosten auf die Hälfte und die Herstellungskosten des betreffenden Schachtteils auf etwa $^2/_3$ der Kosten eines Tübbingschachtes.

63. — Auftauen des Frostkörpers. Das Auftauen des Frostkörpers sollte möglichst ohne besondere künstliche Einwirkungen vor sich gehen. Es wird durch Stillsetzen der Kälteerzeugung eingeleitet. Der Solekreislauf kann erhalten bleiben. Das Auftauen schreitet einerseits von der Schachtwandung nach außen als Wärmewirkung der durch den Schacht bewegten Wetter und anderseits von außen nach dem Schachte zu als Folge der Gebirgswärme fort und bildet die Probe auf die Wasserdichtigkeit und Standfestigkeit des Ausbaues. Mängel der Dichtung in den Fugen des Tübbingausbaus werden offenbar. Sie müssen von Schwebebühnen aus durch Verstemmen der Bleifugen und Nachziehen der Schrauben beseitigt werden und anschließend vielfach noch durch Zementieren des Hinterfüllungsbetons. Das Gebirge rund um den Schacht kommt bis zu einem gewissen Grade in Bewegung. Mit dem Auftauen sind nämlich ähnlich wie mit dem Gefrieren gewisse Volumenänderungen des Gebirges verbunden.

Diese Beanspruchungen sind bei einem gleichmäßigen Frostkörper ungefährlich. Auch durch den Böschungsdruck ist eine Schädigung des auftauenden Gefrierschachtes nicht zu befürchten. Sobald nämlich die Temperaturen steigen und die ursprüngliche, zur Standfestigkeit der Frostwand notwendige Druckfestigkeit nachläßt, wird der Böschungsdruck weitergeleitet und vom Schachtausbau aufgenommen, ehe der Frostkörper verschwunden ist. Dieser Übergang geht allmählich vor sich. Es braucht daher mit plötzlich auftretenden Gebirgsdrücken nicht gerechnet zu werden.

Durch besondere Maßnahmen kann man ein schnelleres Auftauen erzielen. Das einfachste Mittel ist eine mäßige Erwärmung der durch den Schacht geführten Wetter. Man kann zusätzlich auch von den Gefrierrohren her auftauen, indem man eine auf 3—8° C erwärmte Lauge umlaufen läßt. Für das Auftauen vom Schachtinnern her spricht jedoch der Vorteil, daß dann der bei ansteigender Temperatur wieder einsetzende Erhärtungsprozeß des Hinterfüllungsbetons vor sich gehen und weitgehend fortschreiten kann, solange er noch einigermaßen durch die Frostwand vor der Aufnahme des vollen Gebirgsdrucks geschützt ist. Zweckmäßig ist es, den Verlauf des Auftauens durch Fernthermometer, die während des Abteufens in den Schachtstößen untergebracht wurden, zu überwachen. Der Frostkörper wird als aufgetaut betrachtet, wenn die Temperatur der

[1] WALDECK, H.: Ausbau von oberschlesischen Gefrierschächten in Mauerwerk oder Beton. Glückauf 1937 S. 53. — S. L. SIK: Neuere Arbeitsweisen beim Gefrierschachtverfahren. Glückauf 1951 S. 529.

zugänglichen Tübbinge +3° C beträgt und an keiner Stelle, insbesondere in keinem Gefrierloch, eine tiefere Temperatur als +1° C herrscht. Das *Weiterabteufen* kann noch während des Auftauens vorgenommen werden. Nicht ratsam ist dieses Vorgehen für Gefrierschächte im Salzbergbau. Hier empfiehlt es sich, unten im Schacht einen Betonklotz einzubringen und vor Beginn des Weiterabteufens oder Füllortauffahrens das Auftauen des Frostkörpers abzuwarten[1].

64. — Ziehen der Rohre. Die *Fallrohre* können gezogen werden, sobald die Gewißheit besteht, daß das Gefrieren nicht wieder in Gang gesetzt zu werden braucht. Noch erheblichere Werte stellen die *Gefrierrohre* dar, so daß man häufig auch sie nach dem Auftauen des Gebirges wiedergewonnen hat. Dabei sinkt aber das Gebirge rings um den Schacht nach und gerät in Bewegung. In welchem Maß dies der Fall sein kann, zeigt die Überlegung, daß bei einem Schacht von 300 m Teufe das Ziehen von 36 Gefrierrohren mit je 150 mm Außendurchmesser einen Hohlraum im Gebirge von 190 m³ hinterlassen würde. Heute zieht man die Gefrierrohre nur noch dann, wenn sie in durchgehend standfestem Gebirge stehen. Man muß dabei den Fuß der Gefrierrohre vor dem Ziehen abschneiden und das Loch während des Ziehens des nunmehr unten offenen Rohres mit Beton oder Sand verfüllen, was allerdings meist nur schwierig zu bewerkstelligen sein dürfte. Im Gebirge belassene Rohre sollen ebenfalls mit Beton oder Sand verfüllt werden, damit sie auch nach dem etwaigen Durchrosten nicht eine Gefahr für den Schacht bilden. So wird jede Beunruhigung des Gebirges vermieden.

65. — Gefrieren in Absätzen. Es kann vorkommen, daß in einiger Teufe Schichten angetroffen werden, die eine Anwendung des Gefrierverfahrens notwendig machen. Ist dies in mäßiger Teufe der Fall, so wird man die Gefrierlöcher in gewohnter Weise von über Tage aus abbohren. Es kann dann insgesamt oder nur in der Schwimmsandzone gefroren werden. Ist die Teufe jedoch groß, so kann es erwägenswert sein, die Bohrlöcher erst vom erreichten Schachttiefsten beginnen zu lassen. Dies hat man z. B. beim Schacht Beeringen in der belgischen Campine getan, wo zwischen 608 m und 622 m Teufe erneut Schwimmsandschichten durchteuft werden mußten[2]. Es wurde zunächst eine Schachterweiterung im standfesten Gebirge hergestellt und auf drei Kreisen insgesamt 60 Standrohre einzementiert. Während die anschließend gebohrten Gefrierlöcher des inneren Kreises zur Beschleunigung des Gefriervorganges senkrecht und innerhalb des Schachtquerschnittes verliefen, erhielten die Löcher der beiden äußeren Kreise zur Erhaltung des Frostmantels während der Abteufarbeiten eine Neigung von 4ᵍ und 7,3ᵍ nach außen, so daß die Lochkreisdurchmesser inmitten der Schwimmsandschichten bei 616 m Teufe 5 m, 10 m und 15 m betrugen, wobei auf den Kreisringen der Abstand von Loch zu Loch zwischen 1,5 m und 1,7 m lag. Auch beim Abteufen der Schächte des Salzbergwerks Borth bei Wesel sowie bei einem Schacht in Frankreich[3] ist in Absätzen gefroren worden.

66. — Kosten und Leistungen. Die Gesamtkosten je Meter Gefrierschacht können unter der Voraussetzung durchschnittlicher Gebirgsverhält-

---

[1] Ebeling, V.: Das Abteufen, Versaufen und Wiederaufwältigen des Schachtes III des Kaliwerkes Hansa zu Empelde und die daraus für das Abteufen von Salzschächten zu ziehenden Lehren. Kali u. Steinsalz, Februar 1954, S. 3.

[2] Ann. Mines 11ᵉ Série Tome IX S. 5ff.

[3] Piffaut, J.: Sondages intérieurs sans pression pour la congélation etc. Rev. Industr. min. 1922 S. 31.

nisse bei einem lichten Schachtdurchmesser von 6—6,5 m geschätzt werden auf:

23000 DM bei Schachtteufen bis etwa 100 m
25000 DM bei Schachtteufen bis etwa 200 m
27000 DM bei Schachtteufen bis etwa 300 m
30000 DM bei Schachtteufen bis etwa 400 m
33000 DM bei Schachtteufen bis etwa 500 m

Für Teufen von 100 m und 400 m gliedern sich die Kosten etwa wie folgt:

	100 m Teufe	400 m Teufe
Baustelleneinrichtung	15%	10%
Bohren der Gefrierlöcher	20%	20%
Gefrieren	25%	23%
Abteufen	15%	15%
Ausbau	25%	32%

Muß, wie z.B. vielfach im Kalibergbau, das Tiefkälteverfahren angewandt werden, so ergeben sich höhere Kosten. Auch ist ihre Aufteilung dann eine etwas andere als oben angegeben.

Die Leistungen bei Herstellen eines Gefrierschachtes können zu etwa 12—15 m je Monat, die Leistung beim Abteufen einschließlich Ausbau jedoch zu etwa 30 m je Monat veranschlagt werden. Bei einem 1956 am linken Niederrhein fertiggestellten Gefrierschacht von 360 m Teufe und 5,5 m lichtem Durchmesser wurden 12 Monate für die vorbereitenden Arbeiten und das Bohren, 4 Monate für das Gefrieren und 12 Monate für das Teufen benötigt.

B. Die Schachtbohrverfahren

a) Das Honigmann-Schachtbohrverfahren

67. — Wesen des Verfahrens. Das von dem Bergwerksbesitzer HONIGMANN zu Aachen zuerst angegebene und heute von der Westrheinischen Tiefbohr- und Schachtbaugesellschaft, Düsseldorf, ausgeführte Verfahren beruht auf dem Gedanken der Tiefbohrung in mehreren nacheinanderfolgenden Bohrstufen mit Dickspülung. Die Stöße des Bohrloches werden dabei durch eine bis zur Rasensohle anstehende und durch Aufschlämmen von kolloidalem Ton spezifisch schwer gemachte Flüssigkeitssäule unter Gegendruck gehalten, so daß sie vor dem Zusammenrutschen und Abböschen bewahrt werden. Vor Aufnahme der Bohrarbeiten wird ein Vorschacht, der von Hand bis an oder kurz in den Grundwasserspiegel abgeteuft wird, mit Tontrübe gefüllt, so daß der erforderliche Gegendruck bereits bei Beginn der ersten Bohrstufe vorhanden ist. Liegt der Grundwasserspiegel so nahe unter Rasensohle, daß die Flüssigkeitssäule nicht ausreicht, muß der Vorschacht bis zu 5 m Höhe über Rasensohle aufgemauert werden.

Das Verfahren eignet sich vorzüglich in Schwimmsandschichten, die sich unter der Wirkung der Tontrübe als sehr standfest erweisen. Auch Tonschichten werden durch den Überdruck der Tontrübe meist gut vor dem Hereinquellen bewahrt. Dagegen können einzelne bröcklige Schichten mit vielen nahe beieinanderliegenden Klüften und Ablösungsflächen zu Nachfall neigen. Auch Gebirgsstörungen und etwaige Hohlräume im Gebirge

sind aus diesem Grunde sorgsam auf Nachfall zu beobachten. Wenn solche Schichten nicht durch erhöhte Wichte der Tontrübe gehalten werden können, so sind sie durch zusätzliche Stahlblechzylinder zu sichern, die an Drahtseilen mittels Winden oder auch am Bohrgestänge eingelassen werden. Durch das Einbringen eines solchen Sicherungsringes gehen allerdings rd. 20 cm des jeweiligen Schachtdurchmessers verloren. Da man während der Vorbohrung und der weiteren Bohrstufen eine sicherungsbedürftige Stelle leicht früh genug feststellen kann, wählt man in einem derartigen Fall für den letzten Bohrabsatz den endgültigen Bohrlochdurchmesser um diese 20 cm größer. Im übrigen erfolgt die Verkleidung der Stöße erst, wenn das Schachtbohrloch seine Endteufe in einer wassertragenden Schicht (Karbon, Mergel, Kreide, Ton unterhalb eines Braunkohlenflözes usw.) erreicht hat.

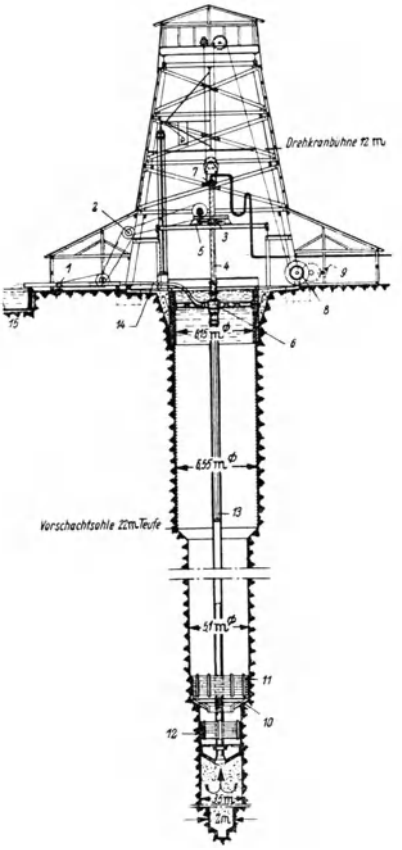


Abb. 114. Schachtbohreinrichtung nach HONIGMANN

68. — Die Schachtbohreinrichtung. Die drehend wirkende Schachtbohreinrichtung ist in Abb. 114 dargestellt. Sie ist in einem Abteufturm aus Holz oder Stahl von mindestens 24 m Höhe untergebracht. Zum Antrieb des Bohrers dient ein 50 bis 100 kW-Drehstrommotor (*1*), der mit Riementrieb, Vorgelege (*2*) und Zahnradgetriebe (*3*) auf die Vierkant-Mitnehmerstange (*4*) arbeitet. Das Antriebsrad ist auf dem Bohrwagen (*5*) etwa 5 m über der Bohrturmsohle verlagert. Der Spülkopf (*6*) taucht etwa 3,0 m tief in den Vorschacht hinein, in dem sich seitlich im Mauerwerk die Führungseinrichtung für das Bohrgestänge befindet. Die Mitnehmerstange und das Bohrgestänge von 300 mm Durchmesser sind in einem Kugellager (*7*) drehbar an einem Flaschenzug aufgehängt. Das Einhängen und Ziehen des Gestänges erfolgt mit einer elektrischen 30 t-Winde (*8*), zu deren Antrieb ein Motor von etwa 125 kW dient. Außerdem kann die Winde mit einem hochübersetzten Handkurbelgetriebe (*9*) zur Regelung des Bohrerdrucks auf der Bohrlochsohle betätigt werden. Der Andruck wird nach der vom Bohrwiderstand abhängigen Stromaufnahme des Motors (*1*) gesteuert.

Der Bohrschmand wird durch das Bohrgestänge (*16*) nach Art einer Mammutpumpe zutage gefördert. Die Druckluft tritt hierbei durch eine

$2-2^1/_2$ zöllige Leitung (*13*) in rd. 20 m Teufe in das Bohrgestänge ein. Das Druckluft-Trübegemisch steigt im Gestänge mit einer Geschwindigkeit von 2,5—3,0 m/sek auf, so daß selbst Gesteinsknollen bis zu 30 kg Gewicht und 25 cm Durchmesser durch das Gestänge und den Spülschlauch (*14*) in das Klärbecken (*15*) herausgespült werden. Auf dem Wege durch das Klärbecken reinigt sich die Trübe und fließt wieder dem Schacht zu. Der Trübespiegel im Schacht muß gleichmäßig bis zur Rasensohle erhalten bleiben. Verluste durch Abgang im Gebirge und Mehrbedarf durch den Bohrfortschritt werden durch ständiges Nachmischen gedeckt.

Abb. 115 zeigt im Grundriß die Anordnung der für das HONIGMANN-Schachtbohrverfahren notwendigen Tagesanlagen.

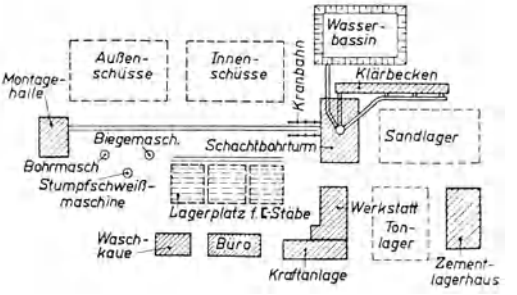


Abb. 115. Tagesanlagen für das Schachtbohrverfahren nach HONIGMANN

69. — Bohrarbeit und Bohrer. Vor Inangriffnahme der eigentlichen Schachtbohrung wird eine *Untersuchungsbohrung* von etwa 110 mm Durchmesser in den Deckgebirgsschichten in der Nähe des Schachtansatzpunktes niedergebracht, um das Gebirgsprofil, etwaige Trübeabgänge usw. zu erkennen. Mit ihrer Hilfe kann man auch das Verhalten der Trübe gegenüber den einzelnen Gebirgsschichten insofern prüfen, als man das Bohrloch verrohrt, mit Trübe füllt, die Verrohrung in einstündigen Zwischenräumen halbmeterweise zieht und so den Trübeverlust in den einzelnen Gebirgsschichten ermittelt[1]. Darauf kann man dann in der Regel sofort die *Schachtbohrung* mit der ersten Bohrstufe beginnen. Diese wird bis zur vorgesehenen Endteufe niedergebracht. Da die nachfolgenden Erweiterungsstufen der ersten Bohrstufe mit Hilfe der Unterhängeführung (*12*), Abb. 114, zwangsläufig folgen, ist dem Niederbringen der ersten Bohrstufe größte Aufmerksamkeit zu widmen. Verläuft das Bohrloch aus der Lotrechten, so wird es mit Hilfe einer Spannführung so lange nachgebohrt, bis es lotrecht ist. Das lotrechte Niederbringen der Bohrung wird im Bohrgestänge mit Hilfe eines Flügellotes von 3 m zu 3 m nachgeprüft.

Für mildes Deckgebirge (Sande, Tone, Kiese) gelten folgende Bohrstufen: Anfangsstufe 2,0 m, Erweiterung auf 3,5 m, 5,0 m, 6,0 m, 6,8 m usw. Bei Vorhandensein fester Gebirgsschichten (Sandsteinbänke, Mergelschichten) müssen Zwischenstufen von 2,75 m, 4,25 m, 5,50 m usw. eingeschaltet werden.

Das losgelöste Gebirge der Erweiterungsstufen sinkt zunächst zum größten Teil in das Schachttiefste nieder und wird erst gehoben, wenn die betreffende Bohrstufe so weit niedergebracht ist, daß die Spülspitze (Abb. 114) die gesunkenen Massen wieder faßt. Als zweckmäßigste Größenordnung der

[1] HARTIG, G.: Das Abteufen des Schachtes II der Schachtanlage Damme nach dem HONIGMANN-Verfahren. Glückauf 1955 S. 1129.

Schneidfläche für die einzelnen Erweiterungsstufen hat sich bei Sanden und Kiesen eine Fläche von etwa 15 m², bei Tonen von etwa 8 m² erwiesen. Bei festen Schichten wird die Schneidfläche jeder Bohrstufe der Härte des Gesteins entsprechend ausgebildet: sie schwankt zwischen 3,5—6 m².

Die mit dem Bohrgestänge fest verbundenen, drehend arbeitenden *Bohrer* (Abb. 116) sind derart gebaut, daß sie in ihren wesentlichen Teilen sowohl in mildem Gebirge als auch in harten Schichten benutzt werden können. Lediglich die Ausbildung der Schneidwerkzeuge wird dem Gebirge angepaßt.

Für das *Abbohren in weichem Gebirge* wird auf den Schneidarmen je 1 Messerbügel (*1*) zur Befestigung der Schneidmesser angeschraubt. Die

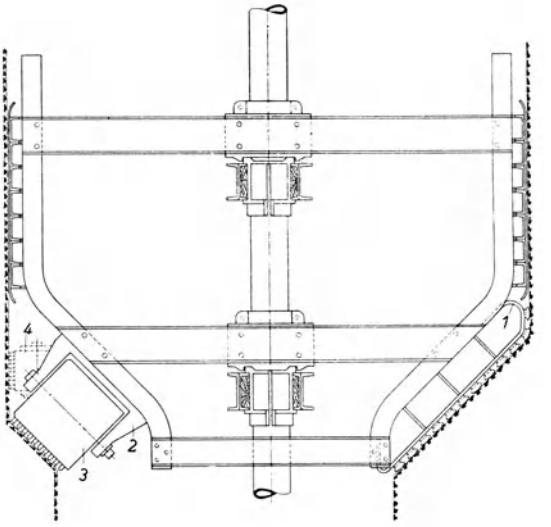


Abb. 116. Schachtbohrer für weiches Gebirge (*1*) und für härteres Gebirge (*3*; *4*)

Schneidmesser sind entweder als Schab- oder als Stoßmesser ausgebildet. Die Schneidfläche der Messer wird durch Auftragen von Hartmetall besonders widerstandsfähig gemacht.

Für das *Durchbohren fester Schichten* werden auf den Schneidarmen Rollenböcke (*2*) zur Aufnahme von zylindrischen (*3*) oder konischen Rollen angebracht. Die zylindrischen Rollen haben einen Durchmesser von 660 mm und eine Breite von 520—640 mm. Sie sind mit je etwa 400 Meißeln aus besonders hochwertigem Stahl besetzt. Der Schneidwinkel der Meißel beträgt 66°. Damit die Rollen auch breitere Ringflächen bearbeiten können, werden sie auf den Schneidarmen in verschiedener Entfernung vom Mittelpunkt des Bohrers angeordnet. Je nach Bohrerdurchmesser übernehmen 2 oder 4 vertikale Rollen (*4*) den Fertigschnitt und sorgen für einen ruhigen Lauf des Bohrers. Mit Hilfe derartiger Rollenbohrer können selbst harte Sandsteine des Karbons zerkleinert werden.

70. — Der Schachtausbau. Mit einer Ausnahme, dem Adolfschacht bei Aachen, der einen gußeisernen Tübbingausbau erhielt, sind alle Bohrschächte — ihre Zahl beträgt 30 bis 40 — je nach Teufe und Durchmesser mit einem ein- oder meist doppelwandigen Stahlausbau versehen worden (s. Abb. 117).

Für den *doppelwandigen Ausbau* werden Stahlringe mit U-Profil bevorzugt. Durch diese verhältnismäßig niedrigen Stahlringe ist der Ausbau stärker gegliedert und deshalb viel biegsamer als z. B. ein Tübbingausbau, so daß in ihm bei wirkendem Gebirgsdruck auch weniger zusätzliche Spannungen auftreten. Weiter ist vorteilhaft, daß durch die Flanschen des U-Profils einmal die erforderliche Versteifung gegen einseitige Einbeulung und zum anderen die Verbindung der Einzelringe und auch der Ringschüsse untereinander auf einfachste Weise gegeben ist. Schließlich haftet auch der Füllbeton gut.

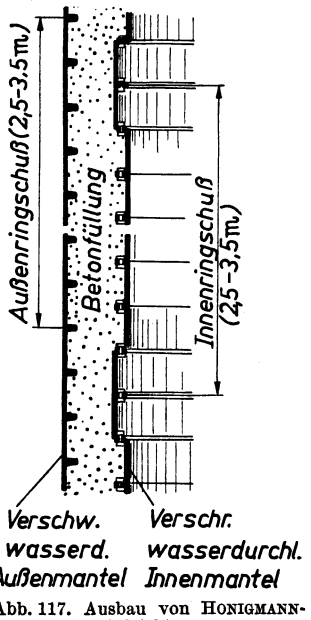


Abb. 117. Ausbau von HONIGMANN-Schächten

Gewöhnlich werden die Stahlteile in einer dem Schachtumfang entsprechenden Länge und 30—40 cm Höhe angeliefert und auf einem Lagerplatz nahe dem Bohrschacht gelagert. Dann werden sie gebogen, geschweißt, mit Nietlöchern versehen und die so hergestellten U-Stahlringe durch hydraulische Nietung fest zu etwa 2—3 m hohen Ringschüssen verbunden. Durch Auftragen einer Schweißnaht an den Verbindungsstellen der Ringe des Außenmantels ist eine völlige Wasserdichtigkeit zu erzielen.

Wenn infolge Abbaus des Schachtsicherheitspfeilers besondere Beanspruchungen des Schachtausbaus zu erwarten sind, wird die *Wasserdichtigkeit* durch gewellte, an den Verbindungsstellen des Außenmantels aufgeschweißte Blechstreifen erreicht. Bei Verbiegung der Ausbausäule und einem entsprechenden Klaffen der Flanschen an den Verbindungsstellen sollen die gewellten Bleche nachgeben, ohne daß Wasser durch den Ausbau gelangen kann. — Eine andere Art zur Erhaltung der Wasserdichtigkeit des Ausbaus auch bei starker Verformung (50 cm auf 50 m Schachtteufe) wurde auf den neuen Beatrix-Schächten der holländischen Staatsgruben angewandt (Abb. 117). Die Flanschen des Außenmantels sind auch hier, wie üblich, nach innen gerichtet. Die Flanschen der Einzelringe sowie der Ringschüsse des Außenmantels werden aber nicht durch Nieten verbunden, sondern durch eine maschinell aufgetragene Schweißnaht zusammengehalten. Durch diese Art der Verbindung hofft man, den Außenmantel weitgehend elastisch zu halten. Die Flanschen des Innenmantels sind zur Verringerung des Wetterwiderstandes ebenfalls dem Zwischenbeton zugekehrt. Nur an den Verbindungsstellen der Ringschüsse der Innenwand werden aus Gründen des Zusammenbaus und auch zur Erleichterung des

Auflegens der Einstriche je 1 Einzelring mit dem Flansch nach dem Schachtinnern zu verlegt.

71. — Das Einschwimmen des Ausbaus. Verbindung mit dem Gebirge. Zum Einbringen der Ausbauröhre in den fertig abgebohrten Schacht wird der aus einzelnen einwandigen oder doppelwandigen Ringschüssen bestehende Stahlausbau über dem mit Tontrübe gefüllten Schacht zusammengebaut. Der unterste Ringschuß erhält einen wasserdichten „falschen" Betonboden. Der Ausbau wird schwimmend in den Bohrschacht abgesenkt (Abb. 118). Das geschieht mit Hilfe des Eigengewichtes der doppelwandigen Stahlröhre, der jetzt einzubringenden Betonfüllung und durch Zugabe von Wasser in das Ausbauinnere. Die im Bohrloch enthaltene Tontrübe wird dabei nach oben verdrängt. Hat der Ausbau die vorgesehene Endteufe erreicht, so wird der Ringraum zwischen Ausbau und Gebirge mit Hilfe von zwei bis vier Rohrleitungen mit Beton verfüllt. Zuvor ist allerdings die Ausbausäule mit Hilfe eines in Mitte des Schachtbodens verankerten Mittellotes genau in Bohrlochmitte zu setzen. Nach Abbinden des Betons wird der Wasserballast aus dem Schachtinneren herausgepumpt. Nunmehr kann der dichte Anschluß zwischen Ausbau und Gebirge, der Voraussetzung für das Entfernen des Schachtbodens und damit für das Weiterabteufen ist, durch bereits vorher im Ausbau eingesetzte Untersuchungsstutzen nachgeprüft werden. Falls Nachbesserungsarbeiten erforderlich sind, werden dazu die erwähnten Stutzen benutzt und Zementtrübe durch sie in den Ringraum zusätzlich hineingepreßt.

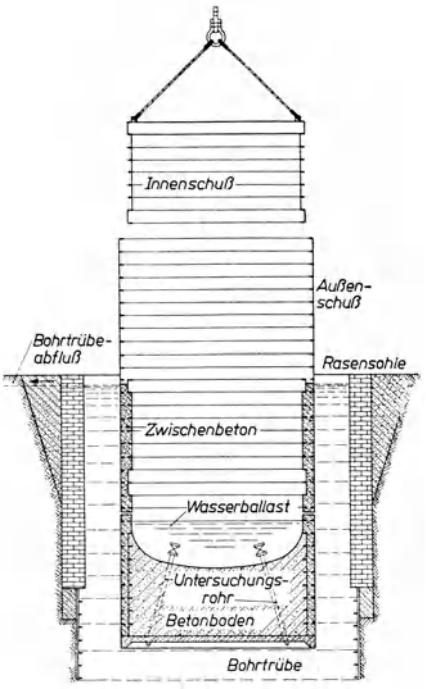


Abb. 118. Einschwimmen des Ausbaus in einem HONIGMANN-Schacht

Die Festigkeit eines doppelwandigen Stahlausbaus ist außer von seiner Stärke, die etwa 10—12% des lichten Schachtdurchmessers beträgt, auch von dem Zusammenhang zwischen Stahl und Zwischenbeton und dessen Güte abhängig. Der Zusammensetzung des Betons und seinem Einbringen, das während des Absenkens der Ausbauschüsse erfolgt, ist daher größte Sorgfalt zu widmen. Damit sich der Beton satt an die Stahlwände und an die Nieten- und Schraubenköpfe anlegen kann, wird er durch Rüttler verdichtet. Es gelingt so, dem Beton eine Würfeldruckfestigkeit von 450 kg/cm² und mehr zu geben. Man rechnet damit, daß ein derartiger Verbundausbau nicht nur den gleichmäßig verteilten Ge-

birgs- und Wasserdruck aufzunehmen, sondern auch örtliche einseitige Zusatzbelastungen bis zu einem wenigstens 0,3fachen Wert des hydrostatischen Druckes auszuhalten imstande ist.

Soll der Schachtsicherheitspfeiler abgebaut werden, was sich bei tieferen Gruben immer mehr als notwendig erweist, so vermeidet man eine feste Verbindung zwischen Schachtausbau und Gebirge. Man verfüllt daher den Ringraum hinter der Ausbausäule nicht mit Beton, sondern mit einer Bitumenmasse etwa der Wichte 1,3, um senkrechte Gebirgsbewegungen im Gefolge des Abbaus nicht als Stauchungen oder Streckungen auf die Ausbausäule einwirken zu lassen. Der Ausbau steht auf diese Weise inmitten einer Bitumenumhüllung und ruht mit seinem Gewicht auf einem rd. 40 m hohen im Steinkohlengebirge verankerten Schachtfuß mit Betonhinterfüllung. Als Verbindungsmittel werden beim Innenmantel Schrauben oder Nieten benutzt. Der Innenmantel wird also nicht wasserdicht gemacht. Es geschieht dies, damit bei etwaigem Undichtwerden des Außenmantels das Wasser ungehindert in das Schachtinnere entweichen kann und ein Eindrücken der Innenwand vermieden wird.

72. — Leistungen und Kosten. HONIGMANN selbst hat nach seinem Verfahren im Aachener Bezirk und in Holland mit Erfolg 11 Schächte niedergebracht, deren Teufe zwischen 80 und 158 m und deren lichte Weite zwischen 2,65 m und 4,8 m liegen. Seitdem sind weitere Schächte mit lichten Schachtdurchmessern bis zu 5,20 m und Teufen bis zu 330 m hergestellt worden.

Die monatlichen Abteufleistungen und die Kosten je Meter Schacht, die naturgemäß weitgehend auch von der Härte des Gebirges abhängen, werden wie folgt veranschlagt:

Teufe	Lichter Durchmesser	Monatliche Leistung (ausschl. Auf- u. Abbau)	Gesamtkosten		Summe
			Abteufen	Ausbau	
m	m	m	DM/m	DM/m	DM/m
200	4,0	12—14	5000	4500	9500
300	4,5	10—12	8000—10000	5500	~14500
400	5,0	7—11	10000—13000	8000	~19500

b) Das Schachtabbohren in festem Gebirge

73. — Das Verfahren von Kind-Chaudron. Dieses bis 1915 häufig benutzt Verfahren, und zwar bis zu Teufen von 200—400 m, ist seitdem durch das Zementier- und das Gefrierverfahren verdrängt worden. Es handelte sich um ein Schlagbohrverfahren im „toten Wasser", bei dem zunächst mit einem Bohrer von 1,5—2,5 m Schneidenbreite und 6—15 t Gewicht ein Vorschacht hergestellt wurde, den man alsdann mit einem großen Bohrer von 4—5 m Schneidenbreite und 18—25 t Gewicht erweiterte (Abb. 119). Es wurde abwechselnd gebohrt und „gelöffelt", d. h. der Bohrschlamm aus dem Schacht entfernt. Da der Ausbau erst nach Abschluß der Bohrarbeiten eingebracht werden konnte, mußte das Gebirge standfest sein. Der Ausbau bestand aus einer Gußringsäule, die, mit einem falschen Boden versehen, von oben allmählich eingelassen wurde. Zum Schluß fand die Verfüllung des Ringraumes zwischen Gußringsäule und Gebirge durch Gußbeton statt. Die Gesamtabteufleistung belief sich im Durchschnitt auf etwa 4—5 m monatlich.

74. — Andere Verfahren. Hier ist zunächst das schon beschriebene HONIGMANN-Verfahren zu erwähnen, das sich zwar im wesentlichen für wasserführende lockere Schichten, aber auch zum Durchteufen mäßig festen Gebirges eignet.

Hierzu werden die Drehzahlen gegenüber denen in lockerem Gestein (8 U/min) mindestens verdoppelt und einige Änderungen an den Rollenbohrern durchgeführt.

Mit dem von unten nach oben gerichteten Großlochdrehbohren können schon schachtähnliche Bohrlöcher über 1 m, mit dem *Badeschen Bohrwolf* solche von über 1,5 m Durchmessers hergestellt werden (Bd. I, S. 31).

Schachtbohrverfahren für festes Gebirge in Richtung von oben nach unten sind in den Vereinigten Staaten in Entwicklung[1]. Von einer nordamerikanischen Kupfererzgrube und einer Steinkohlengrube ist bekannt, daß zur Verbesserung der Wetterführung Wetterschächte von 60 m Teufe und 1,2 m lichtem Durchmesser mittels Schrotbohrung abgebohrt worden sind.

Ein weiteres Schachtbohrverfahren benutzt eine an Seilen aufgehängte *Bohrkabine*, die mit dem Bohrfortschritt abschnittsweise tiefer gelassen wird. Bekannt ist die Kerndrehbohrkabine der Fa. Coal State Construction Co., Morgantown (Westvirginia), mit der Bohrschächte von rd. 2 m Durchmesser niedergebracht werden können. Sie hat ein Gewicht von 10 t, ist rd. 8 m hoch und besteht in ihren wesentlichen Teilen von unten nach oben aus dem Bohrkopf, der unten mit 12 Rollenmeißeln besetzt ist, dem oben im Bohrkopf eingebauten Bohrkleinbehälter, von dem Saugleitungen zu den Rollenmeißeln führen, dem Maschinenblock mit 3 Elektromotoren, Getriebe und Hydraulik und dem Steuerstand mit Zugstange. Beim Bohren wird der Bohrkopf von einem 19 kW-Motor gedreht, während die restlichen Teile der Bohrkabine vorher mittels Öldruck gegen die Bohrlochwandung verspreizt werden. Die größtmögliche Kernlänge beträgt 1,7 m, so daß in diesen Abständen die Bohrarbeit zur Kerngewinnung unterbrochen werden muß. Der reine Bohrfortschritt betrug im Kalk- und Sandstein 0,30 m/h und im Schiefer 1,2 m/h. Die Vorteile dieses Verfahrens liegen in der Vermeidung der anstrengenden Abteufarbeiten, im großen Bohrfortschritt und — wegen des Fehlens umfangreicher Tagesanlagen — in der Möglichkeit, nach Festlegung des Schachtansatzpunktes binnen kürzester Zeit mit dem Abbohren beginnen zu können. Nachteilig ist, daß die Bohrkabine nur in einem Gestein Anwendung finden kann, welches weder Wasser führt noch zum Nachfall neigt.

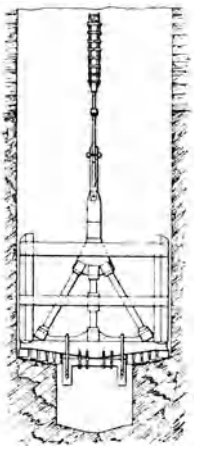


Abb. 119. Schachtbohrer nach KIND-CHAUDRON (veraltet)

C. Die Versteinungsverfahren

a) Allgemeines

75. — Wesen des Verfahrens und Anwendbarkeit. Das Verfahren besteht darin, die wasserführenden Hohlräume im Gebirge durch Einpressen von Zement zu schließen. Die durch Bohrlöcher in das Gebirge gepreßte Zementmilch verlangsamt um so mehr ihre Strömungsgeschwindigkeit und lagert den mitgeführten Zement um so eher ab, je weiter sie sich vom Bohrloch entfernt und sich in den Hohlräumen des Gebirges verliert. Nach einer gewissen Zeit binden diese Zementniederschläge ab, werden fest und verschließen so die Hohlräume, die bisher dem Wasser einen Weg boten. In dem nunmehr trockenen Gebirge wird der Schacht abgeteuft. Auch wenn der Abschluß der Wässer nicht völlig gelingt, so ist schon jede Ver-

[1] PORTER, PAUL T.: Shaft sunk by core drilling. Coal Age, März 1949 S. 87 (Glückauf 1949 S. 682). Ferner: New drill cuts 75 in hole. Coal Age, Januar 1955 S. 81 (Glückauf 1956 S. 276). — V. ZENI und Th. N. W. WILLIAMSON: Sinking Large Diameter Mine Shafts by Rotary Drilling. Mining Engineering 1957 S. 455.

ringerung der Zuflüsse wertvoll. An Stelle des teuren Gußring- oder Stahlausbaus kann Mauerung oder Beton treten.

Nicht in jedem Gebirge ist das Versteinungsverfahren anwendbar. Das eigentliche Anwendungsgebiet für das Zementierverfahren ist *festes Gestein mit Wasserführung in Klüften.* In den von festem Gestein eingeschlossenen Hohlräumen verbreitet sich die Zementmilch leicht, bis sich die Öffnungen allmählich durch den Zementabsatz schließen und das Ganze eine feste und dichte Masse bildet. Die Grenze der Zementierbarkeit liegt bei einer Spaltenweite von 0,1 mm[1]. In *lockerem Gestein,* wie Sanden, muß bei der Beurteilung der Zementierfähigkeit nicht nur die *Kornverteilungskurve* (Abb. 120) berücksichtigt werden, sondern auch die *Wasserdurchlässigkeit,* denn im allgemeinen kann man bei größerer Wasserdurchlässigkeit des Gebirges auch auf eine größere Aufnahmefähigkeit an Zement schließen[2]. Die Wasserdurchlässigkeit

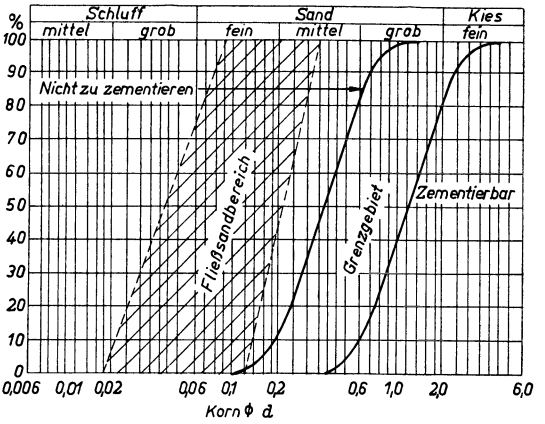


Abb. 120. Zementierbarkeit des Gebirges in Abhängigkeit vom Korndurchmesser (nach MOHR)

wird durch den Durchlässigkeitsfaktor k (m/sek) angegeben[3]. Allgemein gilt, daß Sande mit überwiegender Korngröße von 0,8 mm und einem Durchlässigkeitsfaktor $k > 10^{-3}$ zementierfähig sind. Deshalb gelingt z. B. die Versteinung feiner Schwimmsande nicht, da der Zement wie von einem Filter zurückgehalten wird. Hier führen auch die Verfahren von FRANÇOIS (Ziff. 86) und JOOSTEN (Ziff. 88) nicht zum Ziel. *Standfestes Gestein mit Wasserführung in Poren* läßt sich vielfach ebenfalls nicht versteinen. Hierzu gehören die Buntsandsteine im hannoverschen Kaligebiet, in Oberschlesien und der Kiessandstein im Salzgittergebiet. Der Zement wandert zwar in den Klüften, es ist ihm jedoch nicht möglich, in das Gestein einzudringen.

[1] KEIL, K.: Ingenieurgeologie und Tektonik. Halle (Saale): W. Knapp 1951.

[2] MOHR, F.: Das Abdichten von Schächten durch Zementieren. Glückauf 1955 S. 169.

[3] Aus der DARCYschen Formel $p = \frac{V \cdot l}{k}$; p = Druckunterschied vor und hinter der Gebirgsschicht (m WS), V = Durchflußmenge ($m^3/m^2 \cdot sek$), l = Mächtigkeit der Schicht (m).

76. — Zementiereinrichtung. Die Zementiereinrichtung besteht im wesentlichen aus den Zementmischern, den Zementpumpen und der Schachtzementleitung, die mit den Standrohren verbunden wird. Im allgemeinen arbeiten Mischer und Pumpen über Tage. Nur in Ausnahmefällen, nämlich dann, wenn man nur kleine Mengen benötigt, wird man auf die Anlage über Tage verzichten können und die Mischung auf einer besonderen Bühne im Schacht herstellen. Ferner ist es möglich, die Preßpumpe über Tage einzusparen und nur die Schwerkraft zur Verpressung auszunutzen. Beim Zementieren von der Tagesoberfläche her ist eine Vereinfachung dadurch gegeben, daß die Preßpumpen direkt an die den abzuteufenden Schacht umgebenden Bohrlöcher angeschlossen werden.

77. — Wahl des Zementes und des Mischungsverhältnisses. Die Wahl des Zementes richtet sich zunächst nach den anstehenden Wässern. Die geeignete Sorte und das beste Mischungsverhältnis wird am besten durch Versuche festgestellt. Zusätze zur Beschleunigung des Abbindens und des Erhärtens dürfen keine Verwandtschaft mit den Gebirgswässern aufweisen. Wenn diese z. B. Chlormagnesium enthalten, darf kein auf diesem Salz aufgebautes Beschleunigungsmittel zugesetzt werden. Auch ist es möglich, verschiedene Zemente untereinander zu mischen[1]. Hochofenzement ist sehr beliebt. Tonerdeschmelzzement beschleunigt das Festwerden und Erhärten. Man kann hiervon vor allem Gebrauch machen, wenn mit hohem Druck verpreßt wird. Vergeht dagegen längere Zeit, ehe die Aufnahmefähigkeit des Gebirges erschöpft ist, so verzichtet man besser auf beschleunigende Mittel. Solange nämlich die Zementmilch noch fließt, kommt der z. T. im Gebirge bereits abgelagerte Zement nicht zur Ruhe, so daß er nicht als geschlossene Masse fest wird, sondern einen losen Schlamm bildet.

Je feiner die Klüfte sind, um so dünnflüssiger sollte die Zementmilch sein. Bei Vorhandensein größerer Klüfte werden ihr Füllstoffe hinzugefügt, z. B. Flugasche. Auch Schlackensand oder Kies kann genommen werden, solange Pumpen nicht erforderlich sind. Bei größeren Räumen kann es auch zweckmäßig sein, sie zunächst im Spülstrom nur mit scharfkantigem Steinschlag oder Kies, der anschließend zementiert wird, zu verfüllen.

Die höchste Wichte noch pumpbarer Zementmilch ist 1,9. Die Ansicht über die Zweckmäßigkeit, das Zementieren mit dicken Trüben zu beginnen und bei Druckanstieg zu Trüben geringerer Wichte überzugehen oder aber umgekehrt zu verfahren, ist geteilt. Der Zementverbrauch beträgt oft mehrere Tausend Sack je Bohrloch.

78. — Die bei der Zementeinführung zu beobachtenden Bedingungen. Von besonderer Bedeutung ist, daß das Einspülen der Zementmilch ohne Unterbrechung und möglichst schnell vor sich geht. Wird der Zement mit Unterbrechung oder zu langsam eingebracht, so bilden sich in den Rohrleitungen oder im Gebirge durch vorzeitiges Abbinden Stopfen, und das gleichmäßige Weiterströmen der Trübe und die völlige Ausfüllung der Hohlräume auch bis in die entfernten Verzweigungen werden behindert. In keinem Falle darf Luft in den Zementstrom gelangen, da sonst Luft-

[1] Rausch, D.: Eignung von Zementen zu Dichtungsarbeiten im Salzbergbau. Kali und Steinsalz 1955 H. 11, S. 3; — vgl. auch: O. Thomae: Das Abdichten von Schächten durch Bituminierung. Bergbautechnik 1957 S. 90.

blasen ins Gebirge kommen und das Eindringen der Zementmilch erschweren.

Der *Druck*, mit dem die Zementtrübe in das Gebirge gepreßt wird, sollte zum Beginn der Arbeit, solange die Trübe leicht aufgenommen wird, nur gering sein, muß aber in jedem Falle den im Gebirge vorhandenen Wasserdruck übersteigen. Je mehr der Widerstand durch Bildung von Zementniederschlägen im Gebirge wächst und je enger die auszufüllenden Hohlräume sind, desto höher muß der angewandte Druck werden. Geschieht das Einspülen durch senkrechte Rohrleitungen von der Tagesoberfläche her, so wird schon das höhere spezifische Gewicht der Zementmilch einen gewissen Überdruck erzeugen. Genügt dieser Überdruck jedoch nicht, so kann man Pumpen anwenden, die Überdrücke bis zu 100 at zulassen. Läßt die Aufnahmefähigkeit des Gebirges an Zementtrübe stark nach oder hört sie auf, so beendet man das Einpressen. Sofort danach werden die Rohrleitungen und die etwa vorhandene Pumpe durch Wasserspülung gereinigt, damit Ansätze in ihnen vermieden werden.

In den engen Gebirgsspalten erhärtet der Zement schneller, wenn man ihm Tonerdeschmelzzement zugibt. Gewöhnlich läßt man ihm nur 24 Stunden Zeit zur Erhärtung, bohrt dann nötigenfalls erneut auf und zementiert nach.

b) Handhabung des Verfahrens beim Schachtabteufen

79. — Einteilung. Ein in Einzelheiten feststehendes Versteinungsverfahren hat sich bisher noch nicht herausgebildet. Vielmehr weichen die an verschiedenen Orten durchgeführten Arbeiten mehr oder weniger voneinander ab. Die schon in der geschichtlichen Entwicklung erkennbaren Hauptunterschiede liegen darin, daß die Herstellung der Bohrlöcher und die Zementtränkung entweder von der Tagesoberfläche her oder absatzweise von der Schachtsohle aus vorgenommen werden.

80. — Zementierung von der Tagesoberfläche her. Das Verfahren eignet sich nicht nur für den Fall, daß die wasserführenden Schichten nahe unter Tage liegen, sondern auch für größere Teufen. Man setzt die Löcher auf einem Kreis um den abzuteufenden Schacht an und hat dann den Vorteil, daß das Gebirge in einem größeren Umkreis, als dies bei der Arbeit von der Schachtsohle aus möglich ist, versteint wird. Die Zahl der Bohrlöcher kann wesentlich geringer als beim Gefrierverfahren sein. Man hat sich vielfach mit etwa 6—10 Löchern begnügt. Bei einem neuen Schacht in Obernkirchen ist nur ein Loch von 150—200 mm Durchmesser benutzt worden. Durch auf Lastwagen aufgebaute Pumpen wurden 170 t Zement in 20 Stunden verpreßt. Diese bei Bohrungen auf Erdöl gebräuchlichen Pumpen haben Leistungen bis 1500 l/min und können Drücke bis 1000 at erzeugen.

Die für die Zementierung zu benutzenden Bohrlöcher bleiben am besten unverrohrt. Ist Nachfall zu befürchten, so werden sie mit gelochten Rohren ausgekleidet.

Das oberste Stück des Bohrloches wird jedoch, damit die unter Druck gebrachte Zementflüssigkeit nicht nach oben hin durchbricht, fest verrohrt und gesichert. Zu diesem Zweck wird das Kopfende des Futterrohres in

der Regel auf eine gewisse Länge (etwa 6—15 m) in das Gebirge einzementiert.

Das einzelne Loch pflegt man gewöhnlich auf die volle Teufe abzubohren und danach als Ganzes zu tränken. Freilich werden die Löcher hierbei nicht allzu tief sein dürfen, denn wenn die Zementmilch an vielen Stellen zugleich aus dem Bohrloch in das umgebende Gebirge übertreten kann, wird ihre Strömungsgeschwindigkeit allzu schnell verlangsamt, und die Folge ist, daß die Zementniederschläge nur in der unmittelbaren Nähe des Bohrlochs stattfinden. Bei Verwendung größerer Löcher (150—200 mm Durchmesser) und der in der Erdölindustrie üblichen Hochleistungspumpen spielen diese Bedenken jedoch keine Rolle. Man kann dann auch tiefe Löcher im ganzen verpressen, wenn die Klüfte gleichmäßig verteilt sind. Bei ungleichmäßiger Verteilung werden „Packer" (Bd. I, S. 57) in das Bohrloch eingebracht und die Kluftzonen auf diese Weise getrennt zementiert. Das absatzweise Zementieren von der Schachtsohle kann auf diese Weise vermieden werden.

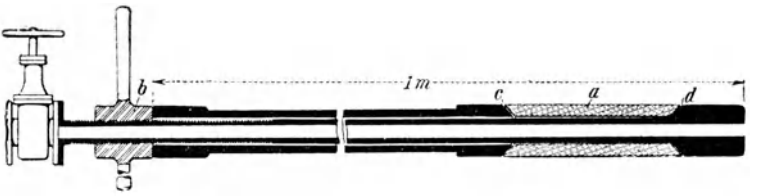


Abb. 121. Abdichtungsrohr

81. — Zementieren in Absätzen von der Schachtsohle aus. Allgemeines. Diese Art der Zementierung wird stets dann angewandt, wenn die wasserführenden Schichten unter einem trockenen Deckgebirge von größerer Mächtigkeit lagern, so daß das Niederbringen der Bohrlöcher vom Tage aus erhebliche und an sich unnütze Kosten und Zeitverluste bedingt. Fälle solcher Art liegen z. B. vor, wenn man im Ruhrbezirk unter dem Emscher-Mergel in den klüftigen und öfters wasserreichen weißen Mergel gelangt oder wenn man in Thüringen erst in großer Tiefe den gefürchteten Plattendolomit im Zechstein zu durchteufen hat. Auch wenn im festen Gebirge nur vereinzelte Klüfte ausnahmsweise und unregelmäßig als Wasserzubringer auftreten, wird man dem dann einfacheren und billigeren Verfahren der Zementtränkung von der Schachtsohle aus den Vorzug geben.

82. — Die Herstellung der Zementierlöcher muß wegen der Gefahr des Einbruches der Wasser in den Schacht unter besonderen *Vorsichtsmaßnahmen* geschehen. Das einfache Verfahren, nach dem man die Wasserklüfte ohne weiteres anbohrt und das Bohrloch erst danach durch das Zementeinführungsrohr selbst verschließt, ist nur bei geringen Wassermengen und Drücken anwendbar. In solchen Fällen kann man Abdichtungsrohre nach Abb. 121 anwenden, bei denen die Abdichtung durch eine Gummi- oder Bleimuffe *a* erfolgt, die durch Drehung der Schraubenmutter *b* unter dem Drucke der beiden sich nähernden Widerlager *c* und *d* gegen die Bohrlochwandung gepreßt wird.

In der Regel wird man jedoch überall da, wo man Wasser erwartet, die sog. „*Standrohre*" anwenden, die vor Abbohren der Zementierlöcher fest und sicher in besonderen Standrohrlöchern im Gebirge einzementiert werden (s. Bd. I, S. 28). Die Rohre erhalten an ihrem Kopf einen Verschluß, der einerseits die Fertigstellung des Zementierbohrloches ermöglicht, aber anderseits das Wasser ohne Gefahr abzuschließen gestattet.

Den ersten Zementiersatz sucht man möglichst noch im trockenen Gebirge anzusetzen. Ist bereits ein Wasserdurchbruch erfolgt, so bringt man einen Betonklotz (s. Ziff. 84) auf die Schachtsohle, damit der Schacht wieder gesümpft werden kann. Alsdann werden in dem Klotz die Standrohrlöcher hergestellt.

Nachdem die Standrohre befestigt und mit dem zu erwartenden Druck, vermehrt um einen angemessenen Sicherheitszuschlag, abgepreßt sind[1], geht man an das Abbohren der Zementierlöcher. Auf besondere Weise ist auch die Bohreinrichtung zu sichern, damit sie vom Wasserdruck nicht in den Schacht geschleudert werden kann. Die *Zementierlöcher* werden senkrecht nach unten und auch in schräger Richtung abgebohrt, um die wasserführenden Klüfte und Risse schon außerhalb der abzuteufenden Schachtsäule zu treffen. Man führt sie, wie Abb. 122 zeigt, für den einen Zementierabsatz in der einen und für den folgenden Zementierabsatz in der entgegengesetzten Richtung. Auf diese Weise wird die Gefahr, daß Klüfte nicht getroffen werden, verringert. Als Teufe der Löcher wählt man in der Regel 11—20 m, aber auch bis zu 40 m. Große Bohrlochteufen haben

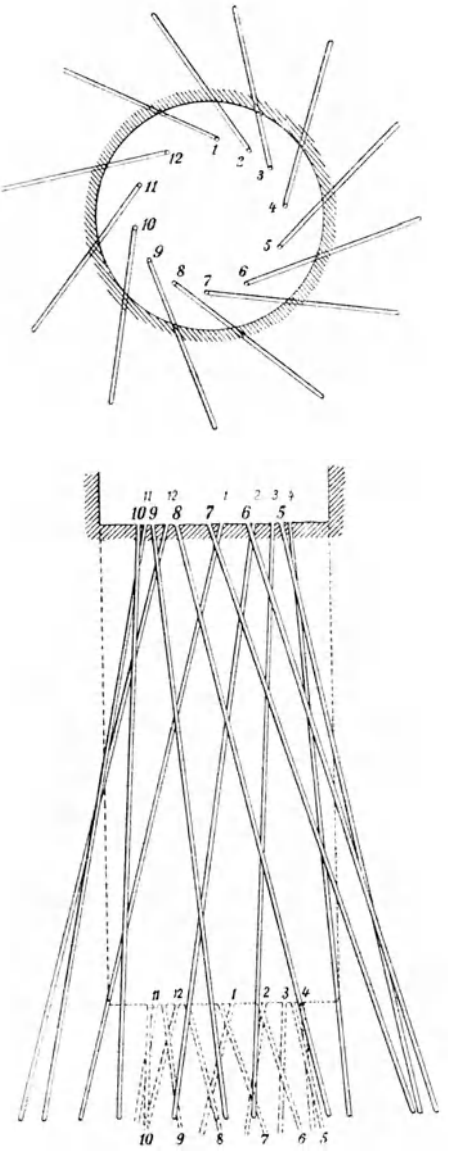


Abb. 122. Verlauf der Bohrlöcher beim absatzweisen Zementieren

[1] Auf der Zeche Emscher-Lippe unterwarf man bei etwa 500 m Schachtteufe die mit Portlandzement festgemachten Standrohre einem Probedruck von 100 at.

bei schrägen Löchern den Nachteil, daß sie sich mit ihrem unteren Ende zu weit vom Schachtkreis entfernen und eine Zementierung unter solchen Bedingungen unsicher wird. Bei Gefahr eines plötzlichen Wassereinbruchs sollten die Löcher nur einzeln niedergebracht werden.

Die Zahl der auf die Schachtsohle zu verteilenden Löcher — sie werden meist ringförmig angeordnet — hängt sehr von der jeweiligen Zerklüftung des Gebirges sowie vom Schachtdurchmesser ab. Bei einem Schacht von 6 m lichtem Durchmesser schwankt sie im allgemeinen zwischen 30—70.

83. — Die Tränkung der Zementierlöcher beim absatzweisen Zementieren geht ähnlich wie beim Zementieren von der Tagesoberfläche meist von über Tage aus vor sich. Der wesentliche Unterschied besteht darin, daß man zwischen der Zementierpfanne über Tage und dem Standrohr unter Tage ein der Schachtteufe entsprechendes Zementierrohr einschaltet. Stockt der Abfluß oder dringt die Zementtrübe aus benachbarten, noch offenen Löchern wieder nach oben, so ist das Loch gesättigt. Man schließt dann unten im Schacht die Rohrleitung ab, löst die Verbindung des Zementierschlauches mit dem Standrohr, so daß die Trübe aus der Rohrleitung auslaufen kann, ehe ein Erstarren des Zements in ihr eintritt. Zur Reinigung spült man sofort mit klarem Wasser nach, oder man schließt sofort ein neues Standrohr an und setzt hier das Zementieren fort.

Nachdem alle Löcher mit Zement gesättigt sind, gibt man diesem Zeit zum Erstarren. Dauert der Wasserzufluß noch nach 24 Stunden an, so bohrt man die Löcher wieder auf und beginnt erneut mit dem Zementieren und wiederholt diesen Vorgang, bis das Loch trocken bleibt. Häufig erweist sich ein 2—4maliges Wiederaufbohren und Nachzementieren als notwendig. Sodann wird der Absatz in gewöhnlicher Weise abgeteuft und, wenn möglich, gleich ausgebaut. Etwa 4 m oberhalb der Teufe, die die Zementierlöcher erreicht haben, unterbricht man das Abteufen, um von neuem die Standrohrlöcher in dem noch fest zementierten Gebirge des ersten Absatzes anzusetzen und diese in der beschriebenen Weise zu zementieren.

84. — Mauer- und Betonklötze. Die Mauer- und Betonklötze oder -pfropfen werden auf der Schachtsohle eingebracht, wenn ein Wassereinbruch aus der Sohle befürchtet wird und die Schachtsohle nicht genügende Festigkeit hat, um Standrohre für ein anschließendes Zementieren aufzunehmen und den damit verbundenen Drücken zu widerstehen. Eine andere Anwendungsmöglichkeit liegt vor, wenn der Wassereinbruch schon erfolgt ist, der Schacht unter Wasser steht und nur gesümpft werden kann, wenn der Wasserzufluß ganz oder zum größten Teil abgesperrt wird. Es geschieht dies dann durch Einbringen eines Betonklotzes im toten Wasser von über Tage aus.

Kann noch auf der Sohle gearbeitet werden, ist es also möglich, das Wasser mit Pumpen kurz zu halten, so wird meist ein *Mauerklotz* eingebracht. Die für das Zementieren erforderlichen Standrohre kann man gleich mit einmauern oder einbetonieren. Die Höhe h des Pfropfens hängt vom Wasserdruck ab und beträgt meist 3—8 m. Sie kann auf Grund der Näherungsformel $h = \sqrt{\frac{0{,}55 \cdot p \cdot r^2}{\sigma}}$ berechnet werden. In ihr bedeuten p

den Wasserdruck in kg/cm², r den Schachthalbmesser in m und σ die zulässige Zugfestigkeit des Mauerwerks oder Betons von 15—25 kg/cm², die je nach der gewünschten Sicherheit mit $^1/_2$—$^1/_4$ berücksichtigt wird.

Die noch allgemein verbreitete Vorstellung geht davon aus, daß sich im Schachtpfropfen eine Schar übereinanderliegender flacher Kuppeln ausbildet, durch welche die Last auf die Schachtstöße übertragen wird. Auch bei der Formgebung des Pfropfens wird meist hierauf Rücksicht genommen. Demgegenüber hat jedoch DOMKE nachgewiesen, daß, wie Abb. 123 zeigt, sich der Pfropfen in kelchartigen Schalen gegen den Schachtabstoß abzustützen sucht[1]. Es treten Druck-, Schub- und Zugspannungen auf. Wegen der geringen Zugfestigkeit von Beton und auch von Mauerwerk ist der Verlauf der Flächen, in denen Zugspannungen wirken, von besonderer Bedeutung. In Abb. 123 sind diese Flächen im Achsenschnitt für einen Pfropfen von 6 m Durchmesser, 7,40 m Höhe bei einem Wasserdruck von 50 at dargestellt. In dem ausgezogenen Teil der Kurven wirken Zugspannungen. Etwaige Risse werden hier zuerst in Erscheinung treten und sich in den gestrichelten Linien fortsetzen. Eine Verstärkung des Klotzes durch im Gebirge eingebühnte Roste aus I-Trägern oder Eisenbahnschienen empfiehlt sich daher insbesondere in dessen oberer Hälfte. Eine Verzahnung mit dem Gebirge sollte man dagegen bei jedem von Hand eingebrachten Klotz vornehmen.

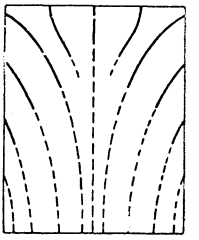


Abb. 123. Spannungsverlauf in einem Betonpfropfen

Zur Entlastung des Klotzes während seiner Herstellung muß ein Wasserausgleichsrohr vorgesehen werden, das von der Schachtsohle bis über die Oberfläche des Klotzes reicht. Um den Saugschlauch der Hängepumpe hineinstecken zu können, ist ein genügend großer Rohrdurchmesser zu wählen. Er beträgt meist 250—350 mm. Damit dem Rohr unten die Wasser zugeleitet werden können, wird die Schachtsohle unter dem Pfropfen in der Mitte etwas vertieft, und es werden von den Schachtstößen zur Schachtmitte hin verlaufende Wasserzuflußkanäle aus Mauerwerk hergestellt. Der Raum zwischen den Kanälen wird ausgemauert oder betoniert, worauf der eigentliche Mauerungs- oder Betonklotz eingebracht wird. Kann man wegen zu starker Wasserzuflüsse die Kanäle nicht vorsehen, so muß ein Schotterbett in das Schachttiefste gelegt und darauf der Mauerklotz aufgebracht werden (Abb. 124). Zur Filterung des durch das Ausgleichsrohr zu pumpenden Wassers kann eine in das Schotterbett gelegte Koksschicht nützlich sein. Zum Schluß wird durch Zementierrohre auch das Schotterbett zementiert. Diese Arbeit kann man als beendet ansehen, wenn der Zement im Ausgleichsrohr hochsteigt, dieses verfüllt und abdichtet. Vor diesen abschließenden Arbeiten ist es jedoch notwendig, den Klotz einer Druckprobe zu unterziehen. Es geschieht dies durch Schließen des am oberen Ende des Ausgleichsrohrs angebrachten Hochdruckventils. Ein weiteres Zementieren kann dann etwa noch vorhandene Undichtigkeiten beseitigen.

Erweist sich ein Klotz jedoch endgültig als zu schwach, was sich durch Anheben des Klotzes infolge des Wasserdrucks oder durch Rissigwerden

[1] DOMKE, O.: Die Spannungsverteilung in einem Schachtpfropfen. Ing.-Arch. 1929 S. 116.

und starke Wasserdurchlässigkeit bemerkbar macht, bleibt nichts anderes übrig, als einen zweiten Klotz auf den ersten aufzusetzen.

Im toten Wasser ist dagegen nur die Einbringung eines *Betonklotzes* möglich, dessen von dem zu erwartenden Wasserdruck abhängige Höhe zu 5—10 m und mehr gewählt wird, da seine Herstellung nicht laufend überwacht werden kann und es auch nicht möglich ist, ihn durch T-Träger zu verstärken oder mit dem Gebirge zu verzahnen. Die Arbeit beginnt mit dem Einhängen von Rohrleitungen von etwa 50 mm Durchmesser auf die ganze Teufe des Schachtes. Zweckmäßig sind 4 Rohrleitungen, von denen 2 zur Aushilfe und zum Nachpressen dienen. Alle Rohre sind in ihrem unteren Teil durchlöchert, zwei von ihnen meist auf einer Länge, die der unteren Hälfte des Klotzes, die beiden anderen auf einer Länge, die der oberen Hälfte entspricht. Dann wird scharfkantiger Schotter von 5—20 mm Korngröße eingebracht. Es geschieht dies mittels eines Förderbandes, das in eine bis dicht an den Wasserspiegel reichende Lutte ausgießt. Es wird dadurch eine möglichst gleichmäßige Verteilung des Schotters erreicht, dessen Menge sich nach dem Schachtdurchmesser und der Höhe des Betonpfropfens richtet. Nachdem durch Proben über Tage festgestellt ist, welche Zementmenge je m³ Schotter notwendig ist, wird die Zementmilch, zu deren Herstellung Wasser des Schachtes zu verwenden ist, eingelassen. Liegt der Wasserspiegel tief, so kann angenommen werden, daß das Zementieren ohne Pumpe gelingt. Andernfalls muß die Zementmilch mit Pumpen eingepreßt werden. Etwa zwei Wochen nach beendigtem Zementieren kann mit dem Sümpfen begonnen werden und nach beendigtem Sümpfen das Einlassen der Standrohre als Vorbereitung für die anschließenden Versteinungsarbeiten vor sich gehen.

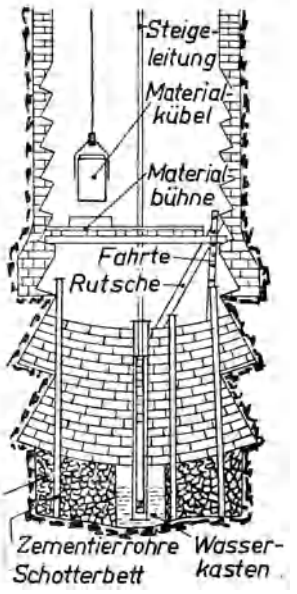


Abb. 124. Mauerklotz während der Herstellung

Ist das Zementieren des den Schachtpfropfen umgebenden Gebirges abgeschlossen, so kann das Abteufen durch Abtragen des Klotzes fortgesetzt werden. In schwierigen Fällen wird man ihn zunächst nur teilweise entfernen und zunächst durch erneut eingebrachte Standrohre das Gebirge weiter zementieren usw.

85. — Kosten des Verfahrens. Nach den im Ruhrbezirk gemachten Erfahrungen kann man annehmen, daß durch das Zementieren das Schachtabteufen um 1000—3000 DM je Meter verteuert wird.

Insgesamt läßt sich sagen, daß das Verfahren bisher unter verschiedenen Umständen und örtlichen Verhältnissen mit mehr oder minder gutem Erfolge ausgeführt worden ist, daß es aber unmöglich scheint, allgemeingültige Angaben zu machen, die auch nur annähernd für alle Verhältnisse zuträfen.

86. — Das Zementierverfahren von François. FRANÇOIS hat ein Verfahren angegeben[1], mit dem eine bis zu einem gewissen Grade erfolgreiche Zementierung poröser Sandsteine, wie sie namentlich in der Buntsandsteinformation vorkommen, möglich ist. FRANÇOIS bereitet die sonst schlecht zementierfähigen Sandsteine dadurch vor, daß er in sie chemische Lösungen zur Erzielung eines kolloidalen Niederschlags einführt. Als Lösungen benutzt er Aluminiumsulfat und Natriumsilikat. Das sich beim Zusammentreffen bildende unlösliche Aluminiumsilikat soll selbst nicht in erster Linie abdichtend und verstopfend wirken, obwohl dieser Erfolg in den feinsten Haarrissen und Poren zum Teil eintritt, sondern soll gleichsam als Schmiermittel der Zementmilch den Weg bereiten und ihr das Eindringen erleichtern. Die tatsächlichen Erfolge zeigen, daß auf diese Weise mindestens zum großen Teil das Ziel erreicht wird.

Das Abteufen wird in einzelnen Absätzen durchgeführt. Die Höhe der Absätze ist von der erzielbaren Bohrlochtiefe — etwa 35 m — und von dem Erfolge in der Abschließung des Wassers abhängig, da im Tiefsten des Abteufabsatzes die Wasserzugänge die Pumpenleistung nicht überschreiten dürfen. Der endgültige Wasserabschluß erfolgt sodann durch einen dem Verfahren angepaßten Schachtausbau.

Nach dem Verfahren sind bereits insgesamt über 30 Schächte bis zu Teufen von etwa 300 m mit Durchmessern bis zu 7 m niedergebracht worden[2]. Insbesondere hat zumeist die erzielte Wasserdichtigkeit der fertigen Schächte befriedigt, da die nach Vollendung des Ausbaues verbliebenen Wasserzugänge auf der ganzen Schachthöhe vielfach nur 5—10 l/min betrugen. Gußringausbau pflegt größere Undichtigkeiten zu besitzen. Weniger befriedigend sind die Abteufleistungen, die insgesamt bei glattem Verlauf der Arbeiten nur etwa 0,3—0,6 m je Arbeitstag betrugen. Auch die Kosten sind entsprechend der geringen Leistung verhältnismäßig hoch. Sie sind zwar bei ungestörtem Verlauf der Arbeiten geringer als die des Gefrierverfahrens mit nachfolgendem Gußringausbau; immerhin werden sie gegenüber diesem auf etwa 70—80% zu veranschlagen sein.

c) Die Sicherung bereits abgeteufter Schächte durch Versteinung

87. — Zementtränkung bei undichten Schachtwandungen. Für das Zementieren einer durchlässigen Schachtmauerung wird diese angebohrt, wobei man das Bohrloch vielfach bis in das Gebirge selbst vertieft, um die wasserführenden Klüfte unmittelbar aufzuschließen. In die Bohrung wird alsdann ein Zementierrohr eingebracht und durch Einzementieren befestigt. Es besteht aus einem einfachen Standrohr, auf das für das anschließende Einpressen von Zementmilch der Zementierschlauch angeschraubt werden kann. Ein Verschluß des Rohres nach außen geschieht meist durch Verfüllen mit Zement, der vor erneutem Zementieren des Loches wieder aufgebohrt werden muß. Seltener wird ein vorgeschraubter Hahn oder ein einfacher Flansch benutzt. In Schachtmauerungen, die wasserdicht hergestellt werden sollen, werden Anschlußrohre für die spätere Zementierung von vornherein vorgesehen und eingemauert.

Da in *festem Gestein* die Zementtrübe sich vornehmlich nach unten ausbreitet, beginnt man in diesem Falle mit dem Zementieren im unteren Teil der Schachtauskleidung, läßt zunächst den Bohrschlamm austreten, bis klares Wasser kommt, und preßt durch jede Bohrung so viel Zementtrübe wie möglich ein. Sorgfältig ist darauf zu achten, daß vor Anschluß des Schlauches an das Zementierrohr in Rohrleitung und Schlauch etwa vorhandene Luft durch einen am Schlaucheinband befindlichen Entlüftungshahn entfernt ist. Nimmt das Rohr keine Zementtrübe mehr auf, so fährt man an anderer Stelle der Schachtwand mit der Arbeit

[1] DRP 323412. Das Verfahren wird ausgeführt von den Firmen Procédés de Cimentation „François", Paris, und The François Cementation Co., Ltd., Doncaster, — vgl. ATHERTON: Cementation applied to Mining. Colliery Guard. 1930 Nr. 3036 S. 507.

[2] ARGUILLÈRE: Cimentation des grès vosgiens. Rev. Industr. min. 1927 Nr. 165, S. 451; — ferner VIATOUR: Application de la cimentation dans le creusement d'un puits. Ann. Mines Belg. 1927 4. livr. S. 1157.

fort. Gewöhnlich tränkt man gleichzeitig an zwei gegenüberliegenden Stellen des Schachtes. Wie oft man diese anbohrt und das Einpressen wiederholt, hängt von dem Zustand des Schachtes, der Wasserdurchlässigkeit der Wandung und dem Erfolg der vorhergehenden Tränkungen ab. Doch sollte in jedem Fall bedacht werden, daß zu hoher Druck auch schädigende Wirkungen auf den Ausbau haben kann. Im allgemeinen ist es nicht erfolgversprechend, den Zementierdruck um mehr als 30% über den herrschenden Gegendruck zu steigern[1].

Grundsätzlich verschieden ist die Zementausbreitung *in lockerem Gebirge*. Der Zement breitet sich von der Einströmstelle in Einströmrichtung und nach oben aus. Das Zementieren von Schächten in lockerem Gestein sollte deshalb von oben nach unten erfolgen. Außerdem ist bemerkenswert, daß ein naher Wasserabfluß den Trübestrom auf sich lenkt, so daß auf diese Weise die Ausbreitung der Trübe gesteuert werden kann.

88. — **Das chemische Verfestigungsverfahren.** Das chemische Verfestigungsverfahren von JOOSTEN, der Gesellschaft für chemische Verfestigung und Abdichtung m.b.H. in Berlin-Schöneberg, hat sich als vorzügliches Mittel zum Abdichten von Schächten erwiesen. Das Verfahren wird dann angewandt, wenn man mit einfacheren Dichtungsmitteln, wie Zement, nicht mehr zum Ziele kommt, wenn es sich also z. B. um die Abdichtung von feinporigen Massen handelt, in welchen der Zement aus der einzupressenden Trübe ausgefiltert wird, oder wenn eine sofortige Abdichtung erforderlich ist.

Es werden zwei sog. echte Lösungen nacheinander eingepreßt. Durch die chemische Wirkung dieser Lösungen innerhalb der zu verfestigenden oder zu dichtenden Massen kommt es zu der Ausscheidung eines Kieselsäuregels. Die Reaktion verläuft hierbei etwa nach folgender Gleichung:

$$CaCl_2 + Na_2O \cdot SiO_2 + 2\,H_2O \rightarrow SiO_2 + H_2O + Ca(OH)_2 + 2\,NaCl.$$

$SiO_2 + H_2O$ scheidet sich als festes Kieselsäuregel ab, während das gelartige $Ca(OH)_2$ mit CO_2 aus der Luft oder aus dem Wasser die Bildung von $CaCO_3$ bewirkt. Die Zusammensetzungen der jeweilig verwendeten Lösungen sind bisher nicht bekanntgegeben worden. Das aufgeführte Beispiel ist deshalb nicht maßgebend für die tatsächliche Anwendung.

Die in Kieselsäuregel vorhandenen starken Oberflächenkräfte (adsorptiven Kräfte) bewirken die Verkittung der einzelnen Körner, d. h. der kleinsten Bestandteile der zu behandelnden Massen. Durch wiederholte Einpressung der Lösungen läßt sich die Abdichtung noch verstärken, indem die Poren ganz mit dem Kieselsäuregel ausgefüllt werden. Das Kieselsäuregel braucht bei dem JOOSTENschen Verfahren keinerlei Abbindezeit und ist sofort, nachdem die beiden Lösungen miteinander in Berührung gekommen sind, wirksam.

Da jedoch das Verfahren nur in solchen Sandschichten verwendbar ist, die einen nicht zu hohen Tongehalt aufweisen und in denen auch der Einwirkungsbereich von jedem einzelnen Bohrloch aus begrenzt ist, kommt das JOOSTEN-Verfahren z. B. als Ersatz für das Gefrierverfahren beim Schachtabteufen nicht in Frage.

Zum Schachtabdichten ist es in den letzten Jahrzehnten in etwa 50 Fällen mit Erfolg angewandt worden. Beim Schacht Sachsen 3 in Heesen bei Hamm[2] wurden auf einem 75 m langen Schachtteil durch 1765 Löcher von 60 cm Tiefe 59 t Chemikalien verpreßt. Eine Veränderung der chemischen Verfestigung im Gebirge hat bisher nicht festgestellt werden können.

Über die Kosten ist bisher nur wenig veröffentlicht worden[3].

89. — Der Wasserabschluß am Fuß von Schächten. Gelingt es nicht, Senkschächte oder Bohrschächte tief genug in wassertragendes Gebirge einzubringen, so müssen besondere Maßnahmen ergriffen werden, um

[1] MOHR, F.: Das Abdichten von Schächten durch Zementieren. Glückauf 1955 S. 169.

[2] MAEVERT, W.: Das Abteufen des Schachtes Sachsen 3. Glückauf 1941 S. 505.

[3] MARBACH, G.: Die Bedeutung des chemischen Verfestigungsverfahrens usw. Glückauf 1931 S. 913.

sie wasserdicht abzuschließen. Bei *Senkschächten* kann dieses in einfachen Fällen durch stählerne Spundwände geschehen. Liegt zementierfähiges Gebirge vor, so ist es jedoch vorzuziehen, einen Mauer- oder Betonklotz (Ziff. 84) einzubringen, durch diesen das Gebirge zu zementieren und alsdann durch den Klotz weiter abzuteufen. Auch das Verfestigungsverfahren nach JOOSTEN kann angewandt werden, wenn die Gebirgsschichten für Zement nicht aufnahmefähig sind.

Bei *Bohrschächten* sind die entsprechenden Arbeiten infolge der meist größeren Teufe und der damit verbundenen höheren Wasserdrücke wesentlich schwieriger. Ist der falsche Boden des Ausbaus noch nicht entfernt, so kann versucht werden, nach Anbohren des aus Stahl oder Gußeisen bestehenden Ausbaus das Gebirge chemisch zu verfestigen oder zu zementieren. Andernfalls wird wieder ein Betonklotz eingebracht und von diesem aus das Zementieren oder das chemische Verfestigen durchgeführt. In jedem Fall handelt es sich hierbei aber um Arbeiten, deren Erfolg ungewiß ist.

Werden im *Schachtsumpf* unterhalb der Fördersohle größere Wassermengen erschroten, so ist es am einfachsten und zweckmäßigsten, sie durch einen Mauer- oder Betonklotz abzuschließen und außerdem das umgebende Gebirge zu zementieren.

D. Die Senkschachtverfahren

a) Das gewöhnliche Senkschachtverfahren

90. — Allgemeines. Bei den Senkschachtverfahren dringt eine geschlossene Schachtwandung, der Senkkörper, als Ganzes in das Gebirge vor. Entsprechend seinem Niedersinken wird er oben höher gebaut und so laufend verlängert. Er ist unten mit einem Senk- oder Schneidschuh versehen. Der Querschnitt des Senkkörpers ist gewöhnlich kreisrund, selten oval. Während der Senkarbeit wird die Sohle des Schachtes in der Regel mittels Greifer unter Zuhilfenahme von Tauchern zur Arbeit im toten Wasser vertieft.

Das Senkschachtverfahren ist seiner Natur nach auf weiches, wasserführendes Gebirge beschränkt, das dem Schneidschuh ein Eindringen gestattet. Harte Zwischenschichten bis zu 2 oder 3 m Mächtigkeit und Findlinge können durch Taucher mittels Druckwasser oder Abbauhammer überwunden werden. Ist kein oder nur wenig Wasser vorhanden, so sind andere Abteufverfahren, z. B. das gewöhnliche Abteufen oder das Spundwandverfahren, billiger. Auch die Teufe setzt dem Senkschachtverfahren eine Grenze. Bei uns wird es heute nur noch bis zu einer Teufe von 20—30 m in Betracht gezogen.

91. — Der Senkkörper. Der Senkkörper besteht heute meist aus Beton oder auch aus gußeisernen Schachtringen. Früher hat man auch Mauerung oder Betonformsteine, die untereinander verankert waren, zum Aufbau des Senkschachtkörpers benutzt[1]. Bei Beton werden je nach Schacht-

[1] ALBRECHT, TH.: Das Durchteufen des Rheinkieses in den Schächten der Gewerkschaften *Baden & Markgräfler*. Kali 1928 S. 30.

durchmesser Wandstärken von 35—50 cm gewählt. Der weitere Aufbau des Senkkörpers geschieht durch Gleitschalung unter Benutzung eines hochwertigen Zementes. Bei dem 1956 abgeteuften Senkschacht der Zeche Waltrop sind dadurch tägliche Absenkfortschritte bis zu 2 m möglich gewesen. Auch das Vakuum-Concret-Verfahren kann zur Beschleunigung des Erhärtungsprozesses herangezogen werden. An seinem unteren Ende besitzt der Senkkörper eine in ihn eingekittete Schneide aus geschweißten Stahlsegmenten, die im Fall Waltrop eine Wandstärke von 20 mm hatten und 23 cm aus dem Beton herausragten.

Zur Verringerung der Reibung zwischen Gebirge und Schachtkörper werden neuerdings nach LORENZ[1] thixotrope, und zwar mit Bentonit versetzte Flüssigkeiten verwendet (s. Bd. I, S. 26). Zu diesem Zwecke springt der Außendurchmesser des Schachtes gegen den Senkschuh um 10—12 cm zurück, so daß sich ein Ringraum bildet, in den die Flüssigkeit eingelassen werden kann. Dieses geschieht durch in den Senkkörper einbetonierte oder auch durch von oben in den Ringraum eingelassene Rohre. Außer zur Verringerung der Randreibung dient die Gleitflüssigkeit noch zur Verhinderung von Nachfall sowie zur Vermeidung des Quellens von Tonschichten. Zum Schluß wird der Ringraum nach Entfernen der Gleitflüssigkeit zementiert.

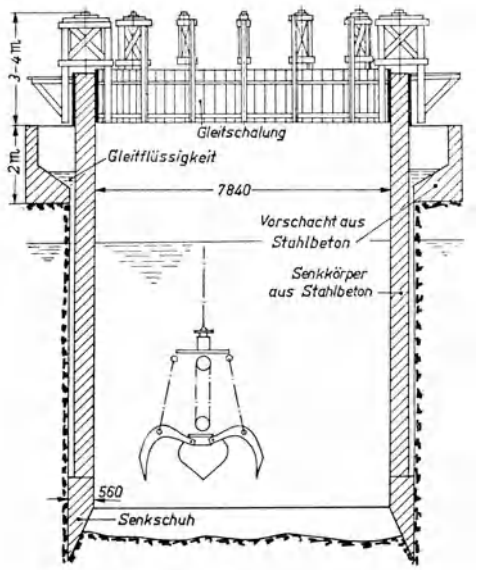


Abb. 125. Senkschachtverfahren mit Greiferbetrieb im toten Wasser

92. — Die Hereingewinnung des Haufwerks. Meist findet die Hereingewinnung im toten Wasser mittels Greifer und Tauchmotorschlammpumpen statt (Abb. 125). Der Greifer kann auf einem Fahrzeug oder auch in anderer Weise neben dem Schacht aufgebaut sein, so daß sich ein besonderes Abteufgerüst erübrigt. Die Leistungen sind in reinem Schwimmsand recht gut und betragen etwa $^1/_2$—2 m je Tag. Im Ton gehen sie stark zurück. Bei zähem, festem Ton kann vor der Förderarbeit des Baggers eine Auflockerung des Gebirges durch besondere Rührbohrer notwendig werden.

93. — Anschluß an das feste Gebirge. — Futtermauer. Hat der Senkkörper das feste Gebirge erreicht, so ist es erforderlich, daß er in dieses zur Zurückhaltung des schwimmenden Gebirges und zum guten Ab-

[1] LORENZ, H.: Erfahrungen mit thixotropen Flüssigkeiten im Grundbau. Bautechn. 1953 S. 232; — ferner C. F. KOLLBRUNNER: Fundation und Konsolidation, Bd. II, S. 60ff. Zürich 1948.

schluß des Wassers noch ein Stück eindringt. Es ist dies namentlich dann möglich, wenn das feste Gebirge oben verwittert und aufgeweicht ist und wenn es, was meist der Fall sein dürfte, annähernd söhlig liegt. Ist letzteres nicht der Fall, so stößt der Schneidschuh nur mit einer Seite auf, und es besteht die Gefahr eines Wasser- oder Schwimmsanddurchbruches. Taucherarbeit kann aber auch dann noch einen sicheren Anschluß ermöglichen. Beim Caissonverfahren, das ein Arbeiten auf der Sohle gestattet, tritt diese Schwierigkeit nicht auf.

Nach dem Niederbringen des Senkkörpers empfiehlt sich, falls dieser aus Beton besteht, zur Erhöhung der Wasserdichtigkeit dieses Schachtteiles noch das Hochbringen einer Innenmauer, einer sog. Futtermauer von etwa 2 Stein Stärke. Es geschieht dies im Abstand von etwa 12 cm, wobei die Trennfuge mit Einkornkies von 12 mm Korngröße verfüllt und anschließend zementiert wird.

94. — Unterfangen des Senkkörpers. Teuft man, nachdem der Senkschacht niedergebracht ist, auf gewöhnliche Weise weiter ab, so ist es

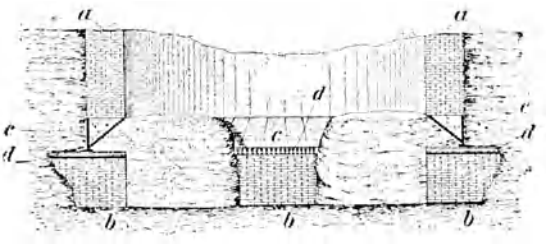


Abb. 126. Unterfangen eines Senkkörpers

bei nicht ganz festem Gebirge empfehlenswert, den Senkkörper *a* durch Unterfangen zu sichern. Es geschieht dies dadurch, daß man zunächst eine starke Gesteinsbrust rings unter dem Schneidschuh stehen läßt und diese ähnlich wie beim segmentweisen Ausmauern in einzelnen, jeweils einander gegenüberliegenden Keilstücken nach und nach hereingewinnt und durch Mauerklötze *b* ersetzt (Abb. 126). Diese tragen den Schneidschuh *c* gleichmäßig mit Hilfe von Stahlplatten *d* oder untergeschlagenen Keilen. Zuletzt wird der zwischen Mauerfuß und der Abschrägung des Schneidschuhs noch verbleibende konische Ring ausgemauert. — Für den Fall, daß der Senkschacht keine feste Unterlage finden sollte, kann der Senkkörper wie im Fall Waltrop mit einem Kragen auf eine Betonplatte unmittelbar unter der Tagesoberfläche aufgehängt werden.

95. — Mittel zur Erleichterung des Niederbringens des Senkkörpers. Mit dem Niedergehen des Senkkörpers nimmt sowohl der Gebirgsdruck wie die diesem ausgesetzte Fläche der Schachtwandung in einfachem Verhältnis zu. Das bedeutet, daß die aus beiden Größen sich ergebende Gesamtreibung mit der Tiefe in quadratischem Verhältnis wächst. Ein 20 m tiefer Senkschacht findet einen viermal und ein 30 m tiefer Schacht bereits einen neunmal so großen Widerstand wie ein 10 m tiefer Senkschacht.

Senkkörper aus Beton läßt man durch ihr eigenes Gewicht unter Verwendung einer Gleitflüssigkeit niedergehen, während das Absinken von Senk-

körpern aus gußeisernen oder Walzstahlringen durch hydraulische Pressen, die sich gegen ein rings um den Schacht errichtetes Widerlager abstützen, erleichtert werden kann. Ein anderes Verfahren ist in Japan entwickelt worden. Es besteht darin, daß aus zahlreichen, rings über die ganze Außenwand des Senkkörpers verteilten Öffnungen Druckluft ausströmt. Sie wird ihnen durch in den Betonsenkkörper eingegossene Druckluftleitungen zugeführt. Auf diese Weise ist in Japan bisher eine größte Teufe von rd. 200 m mit einem Senkkörper erreicht worden[1].

b) Das Senkschachtverfahren mit Überdruckkammer (Caissonverfahren)

96. — Allgemeines. Durch Erhöhung des Luftdrucks im eigentlichen Arbeitsraum unmittelbar über der Sohle kann man das Wasser in das Ge-

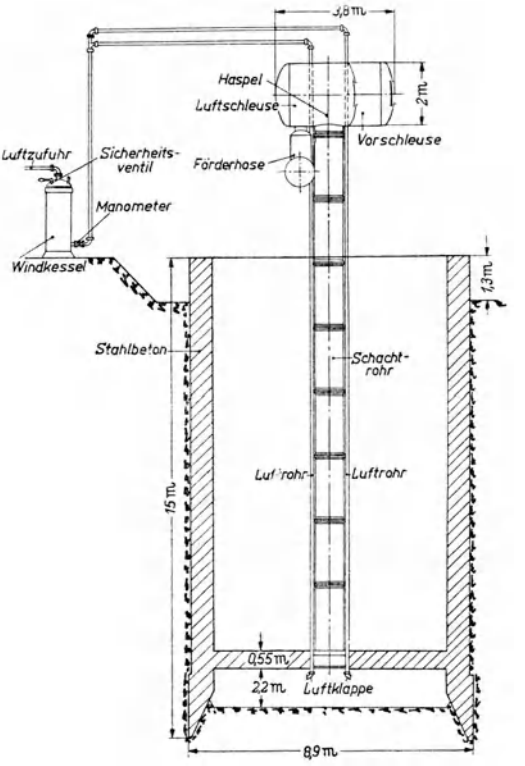


Abb. 127. Senkschachtverfahren mit Überdruckkammer (Schnitt)

birge zurückpressen. Zu dem Zweck muß der ganze Schacht oder der untere Teil nach oben hin luftdicht abgeschlossen sein. Durch Schleuseneinrichtungen wird sowohl die Ein- und Ausfahrt der Mannschaft als auch die Förderung ermöglicht.

[1] Fritzsche, C. H., G. Omori u. G. Fettweis: Ein neues Senkschachtverfahren für größere Teufen. Glückauf 1954 S. 31.

97. — Senkschacht mit eingebauter Schleuseneinrichtung. Der luftdichte Abschluß der unteren Arbeitskammer geschieht durch eine Betondecke, die etwa 2,2 m über dem Schneidschuh im Senkkörper eingebaut ist (Abb. 127). In diese Decke wird das Schachtrohr eingesetzt, das zur Förderung und Fahrung dient und oben in der Luftschleuse endet, an die sich eine Vorschleuse, die eigentliche Schleuse, anschließt. In der Luftschleuse steht ein Haspel, mit dem das gewonnene Haufwerk hochgezogen wird. Durch eine besondere Schleuseneinrichtung, eine unterhalb der Kammer angebrachten „Förderhose", kann es ins Freie entleert werden.

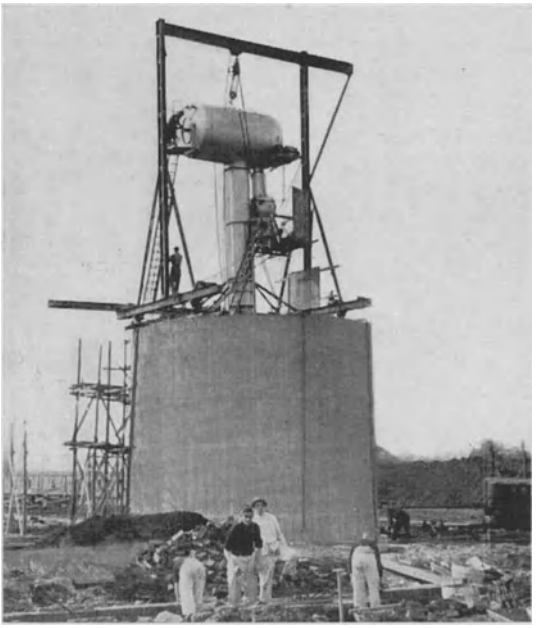


Abb. 128. Senkkörper mit Überdruckkammer

Die Einfahrt geschieht über eine Leiter in die Vorschleuse (Abb. 128), von der aus nach mehr oder weniger langem Verweilen die Luftschleuse betreten wird, die, ebenso wie das Schachtrohr und die untere Arbeitskammer, unter vollem Überdruck stehen. An der Innenwand des Schachtrohres sind Fahrten angebracht.

Solange während der eigentlichen Abteufarbeit der Luftdruck unter der Abdeckung steht, pflegt der unbelastete Senkschacht nicht von selbst niederzugehen. Zu seiner Belastung bringt man einen Teil des geförderten Gebirges auf der Abdeckung unter und läßt vielleicht auch noch Wasser zufließen. Trotzdem ist man gewöhnlich gezwungen, um den Senkkörper tiefer zu bringen, zeitweise die Druckluft ausströmen zu lassen, nachdem die Mannschaft aus dem Schacht zurückgezogen ist.

98. — Gesundheitliche Maßnahmen und Anwendbarkeit des Verfahrens. *Zur Gesunderhaltung* der Mannschaft sind zwei vorbeugende Maß-

nahmen wichtig. Die eine ist, daß man entsprechend der Drucksteigerung auch die zugeführte *Luftmenge* anwachsen läßt. Dem Arbeiter muß bei Drücken von 20 und 30 m Wassersäule die doppelte und dreifache Luftmenge wie bei 10 m Wassersäule dauernd zugeführt werden. Die andere Vorsichtsmaßregel ist, daß man bei mehr als 1 atü das *Ausschleusen* nicht plötzlich vornimmt, sondern zwischen den einzelnen Stufen des Ausschleusens Ruhepausen einschiebt. Bei Arbeiten unter höheren Drücken soll man z. B. bei 2 ata während des Ausschleusens eine Pause, deren Länge von der Dauer der vorausgegangenen Arbeit und dem angewandten Luftdruck abhängt, eintreten lassen, damit das Blut Zeit findet, sich von den aufgenommenen Gasen zu befreien. Bei Beachtung dieser Maßnahmen ist das Arbeiten in verdichteter Luft bei 25—30 m Teufe unter dem Grundwasserspiegel gut möglich. Einzelne Taucherarbeiten sind aber auch in 40—50 m, ja sogar in 60—70 m Wasserteufe ausgeführt worden.

Als Vorzug des Verfahrens ist hervorzuheben, daß es einfach und ziemlich billig ist, auch zumeist sicher zum Ziel führt, falls die Vorbereitungen sachgemäß getroffen werden. Es hat ferner den Vorteil, daß der Grundwasserspiegel nicht niedergezogen wird und keine Bodenbewegungen um den Schacht herum eintreten. Aus diesen Gründen wird das Verfahren stets, insbesondere für das Abteufen von neuen Schächten auf alten Anlagen, eine gewisse Bedeutung behalten, obwohl es naturgemäß immer auf die obersten Schichten beschränkt bleiben wird.

99. — Anwendungsbeispiel. Im Ruhrbezirk ist das Verfahren u. a. 1955 bei der Herstellung des Vorschachtes mit Wetterkanalansatz bei einem Schacht der Zeche Adolf von Hansemann bei Dortmund durch die Firma Deilmann angewandt worden. Probebohrungen hatten wasserführende Schichten bis 11,8 m sowie das Vorhandensein von Findlingen festgestellt. Infolgedessen kamen das offene Senkschacht- und auch das Spundwandverfahren nicht in Betracht.

Eine Besonderheit dieses Vorschachtes bestand darin, daß der Wetterkanalansatz in das Grundwasser reichte. Um ihn bei der Druckluftgründung mit zu erfassen, wurde ein Senkkörper von ovalem Querschnitt gewählt. Er bestand aus einer Stahlbetonwandung von 70 cm Wandstärke. Der Arbeitsraum hatte eine Höhe von 2,20 m. Eine 50 cm dicke Stahlbetondecke, in der ein Stutzen von 80 cm lichter Weite einbetoniert war, schloß ihn nach oben ab. An diesen Stutzen war das Schachtrohr angeflanscht, dessen Länge entsprechend der vorgesehenen Schachttiefe einschl. Schleuse 13 m betrug.

Herstellung des Senkkörpers sowie Aufbau der Druckluftanlage benötigten 6 Wochen, während das Absenken 3 Wochen dauerte. Die Gesamtkosten einschließlich Wetterkanal beliefen sich auf 160000 DM.

E. Die Ansteck- und Spundwandverfahren

100. — Einleitung. Bei dem oben beschriebenen Abteufen wird das Gebirge zunächst hereingewonnen und sodann der geschaffene Raum mit dem Ausbau versehen. Das eigentliche Abteufen eilt also dem Ausbau voraus. Dieses Verfahren ist für unruhiges und namentlich für schwimmendes Gebirge nicht anwendbar. Will man darin von Hand abteufen, so muß der Ausbau dem Abteufen voraus sein. Das älteste, hierfür angewandte Verfahren, das auch jetzt für einfache Verhältnisse bei geringeren Schachtteufen und kleinen rechteckigen oder auch runden Schachtquerschnitten, z. B. im

Braunkohlentiefbau, noch benutzt wird, ist die sogenannte *Abtreibe- oder Getriebearbeit.* Sie ist dadurch gekennzeichnet, daß Pfähle (Bohlen) als Teile der Wandung in diese eingefügt, d. h. „angesteckt" und sodann in das Gebirge vor- oder „abgetrieben" werden. Man unterscheidet das gewöhnliche Anstecken, das in schräger Richtung erfolgt, und das senkrechte Anstecken.

a) Das gewöhnliche Anstecken

101. — Ausführung im allgemeinen. Vor dem Beginn des Abteufens ist es zweckmäßig, sich durch eine Bohrung von der Lagerung und der Mächtigkeit des lockeren oder schwimmenden Gebirges zu überzeugen. Da man in diesem keine Tragehölzer für die Schachtzimmerung in die Stöße einbühnen kann, muß für ein sicheres *Aufhängen des Ausbaues* Sorge getragen werden. Beginnt das schwimmende Gebirge ganz nahe unter der Erdoberfläche, so wird auf dieser ein die Schachtstöße möglichst weit überragender Tragkranz gelegt, der die nach unten folgende Zimmerung mittels Klammern oder Haken trägt. Ist dagegen das schwimmende Gebirge von einer standfesten Schicht überlagert, so wird diese auf gewöhnliche Weise durchteuft. Kurz vor dem Erreichen der schwimmenden Schicht werden dann Traghölzer tief in die Stöße eingebühnt, um daran die folgenden Gevierte

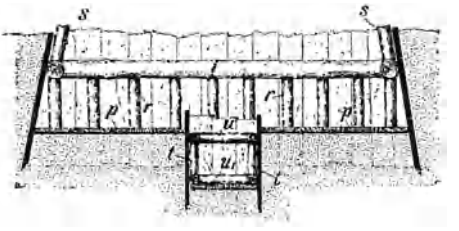


Abb. 129. Sohlenvertäfelung p und Vorgesümpf u, t beim gewöhnlichen Anstecken

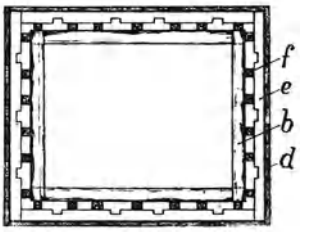


Abb. 130. Gewöhnliches Anstecken (Grundriß)

der Bolzenschrotzimmerung aufzuhängen. Am letzten Schachtgeviert über dem mit Getriebearbeit zu durchteufenden Gebirge beginnt das „Anstecken" der „*Abtreibepfähle*". Es sind dies Bohlen, die am besten aus Eichenholz in einer Stärke von 3—5 cm und einer Breite von 15—20 cm geschnitten werden. Größere Breiten sind nicht zweckmäßig, da sonst die Pfähle beim Eintreiben mit dem Fäustel leicht spalten. Unten erhalten die Pfähle eine nach außen gerichtete Zuschärfung, oben wird öfter ein Bandstahlring um den Kopf gelegt, der ihn gegen Zerschlagen und Aufspalten schützen soll. Die Pfähle sind im allgemeinen rechteckig, nur die für die Schachtecken bestimmten Pfähle sind unten breiter, damit trotz der schräg nach außen gerichteten Stellung die Eckpfähle zweier Stöße möglichst aneinander anschließen. An Stelle hölzerner Pfähle verwendet man auch solche aus Flachstahl, U-Stahl oder Wellblech.

Das *Eintreiben* der Pfähle erfolgt mit dem Treibfäustel oder auch mit einer Rammvorrichtung. Die Pfähle werden nicht auf einmal auf ihre ganze Länge vorgetrieben, weil sie alsdann leicht aus der Richtung kommen könnten. Zumeist treibt man sie so weit ein, daß sie der Schachtsohle 20—25 cm voraus sind.

Durch das Abtreiben der dicht aneinanderliegenden, schräg nach außen gerichteten Pfähle wird die Schachtwandung nach unten verlängert. Das in Gestalt einer abgestumpften Pyramide abgetrennte Gebirgsstück wird nach und nach hereingewonnen. Falls erforderlich, muß die Sohle gegen ein Hereinschieben des Gebirges gesichert werden. Das geschieht nach Abb. 129 durch einen Bohlenbelag, dessen einzelne Teile beim Abteufen gelüftet werden. Auch das Anlegen eines Vorgesümpfes ist zweckmäßig. In dem auf diese Weise geschaffenen Raum wird das nächste Geviert der Zimmerung gelegt, hinter dem die neuen Pfähle wiederum angesteckt werden.

Zunächst ist hinter das Geviert b (Abb. 130) das Pfändholz e (Pfändplatte) einzubringen und durch Keile f anzutreiben. In den verbleibenden Schlitz wird

die nächste Pfahlreihe angesteckt. In Abb. 131 ist diese Pfahlreihe bereits auf $^2/_3$ ihrer Länge eingetrieben und durch ein Hilfsgeviert *i* an ihren freien Enden abgestützt, damit bei weiterem Anstecken die Richtung eingehalten wird. Mit Abschluß der Getriebearbeiten wird das neue Geviert verlegt und — nach Entfernen des verlorenen Gevierts *i* und der Hilfsverbolzung *s* — gegen das obere Geviert *b* verbolzt.

Dieses Verfahren ist mit einigen Änderungen auch in *runden Schächten* anwendbar[1], wobei besonders das schwierige und zeitraubende Anstecken der Ecken entfällt. Bohlenpfähle mit rechteckigem Querschnitt werden zweckmäßig nicht mehr gewählt, sondern die anstoßenden Ecken zur besseren Abdichtung j nach innen abgeschrägt. Der vorläufige Ausbau besteht aus Stahlringen (s. S. 196), die mit Ketten an einem Tragjoch aufgehängt und untereinander durch gekröpfte Hängeeisen verbunden sind. Wegen des kreisförmigen Querschnitts sind Pfändhölzer nicht zu verwenden, vielmehr haben sich 60—80 cm lange Schwarten bewährt, die eingesägt und dem Kreisumfang entsprechend geknickt werden. An Stelle der Hilfsgevierte werden Hilfsringe eingebaut, deren Durchmesser gegen-

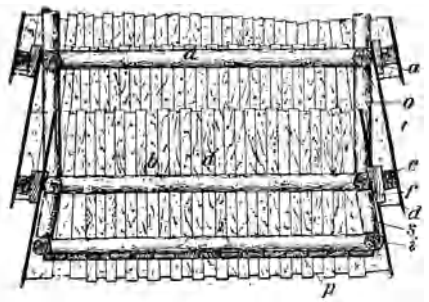


Abb. 131. Gewöhnliches Anstecken (Längsschnitt)

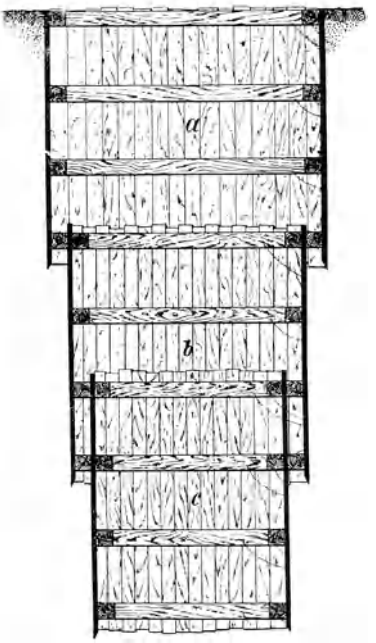


Abb. 132. Senkrechtes Anstecken

über dem Hauptring um 15—20 cm größer gewählt werden muß, damit der Hilfsring dicht an den schräg angesteckten Verzug anliegen kann. Der endgültige Ausbau erfolgt in Mauerung.

Die *Kosten* des Abteufens mit Abtreibezimmerung sind je nach der Weite des Schachtes, der Art des Gebirges und der Größe der Wasserzuflüsse sehr verschieden.

Für enge Schächte von etwa $2 \times 2^1/_2$ m² betragen die Kosten für 1 m bei günstigem Gebirge und geringen Wasserzuflüssen nur 500—1000 DM, während die Kosten für Schächte von 3×4 m² auf 1200—1600 DM zu schätzen sind. In schwierigerem Gebirge und bei Wasserzuflüssen, die über 100—200 l/min hinausgehen, betragen die Kosten 2000—4000 DM und mehr.

b) Das senkrechte Anstecken

102. — Allgemeines. Während bei dem bisher beschriebenen gewöhnlichen Anstecken die Weite des Schachtes infolge der Schrägstellung der Ansteckpfähle erhalten bleibt, geht bei dem senkrechten Anstecken, falls es in mehreren Absätzen durchgeführt wird (Abb. 132), mit jeder Wiederholung der Arbeit von

[1] Bartholmai, H.: Das Abteufen eines neuen Seilfahrt- und Wetterschachtes. Braunkohle 1942 S. 373.

dem Querschnitt des Schachtes ein Teil verloren. Man kann rechnen, daß man mit jedem neuen Anstecken mindestens 400—500 mm in der Länge und auch in der Breite des Schachtquerschnitts einbüßt. Um diesen Nachteil zu verringern, wählt man die Ansteckabsätze möglichst hoch. Verwendet man Pfähle aus Holz, so gibt man ihnen Längen bis zu 4, ja sogar bis 6 m. Sie sind namentlich dann angebracht, wenn die zu durchteufende Schwimmsandschicht nur wenige Meter mächtig ist und man hoffen kann, sie mit einem einzigen Anstecken zu überwinden. Bei mehr als 4—5 m Schwimmsand bevorzugt man Stahlspundpfähle, denen man Längen von 10—20 m und auch noch darüber geben kann. Hierbei wird in der Regel nur ein Absatz vorgesehen, so daß das Verfahren bei der Teufe eine Grenze findet, bis zu der die Spundpfähle niedergebracht werden können, d. h. bis 25 m oder etwas darüber.

103. — Das senkrechte Anstecken mit hölzernen Pfählen. Die Pfähle, zu denen man in der Regel unten zugeschärfte und mit Stahlblechen beschlagene starke Bohlen verwendet, werden durch Nut und Feder oder Verspundung miteinander verbunden. Das Eintreiben der Pfähle erfolgt durch Rammen oder Winden. Es kommt dabei darauf an, daß die Pfähle aneinanderschließen und weder nach außen noch nach innen abweichen. Wo es angängig ist, fördert man deshalb, sobald sie $^1/_2$—1 m eingetrieben sind, das eingeschlossene Gebirge heraus und legt ein neues Geviert als Führungsrahmen, der den Bohlen beim weiteren Abtreiben nach innen Halt und Führung gibt.

Trotz aller Vorsicht kann es vorkommen, daß die Pfähle auseinandergehen und den Erfolg des Abteufens in Frage stellen. Namentlich ist dies zu befürchten, wenn härtere Einlagerungen, Findlinge u. dgl. in den zu durchteufenden Schichten vorkommen. Die Gefahr wird naturgemäß um so größer, je tiefer der Schacht und je größer die Wasserdruckhöhe wird.

Die Sicherung der Sohle geschieht ähnlich wie bei der Getriebearbeit mit gewöhnlichem Anstecken (Abb. 129).

104. — Das senkrechte Anstecken mit stählernen Spundpfählen. Mehr verbreitet als Holzbohlen sind *Stahlpfähle*, die zudem für runde Schächte fast ausschließlich in Frage kommen. Sie haben eine größere Festigkeit und Dichtigkeit und eine kräftigere Verbindung untereinander. Auch lassen sie sich infolge ihrer glatten Oberfläche und geringeren Bodenverdrängung leichter und bis auf größere Tiefen einrammen.

Die einzelnen Spundpfähle sind lange, schmale, in der Regel gewinkelte Stahlbleche. Die verschiedenen Bauarten unterscheiden sich in der Hauptsache durch die Form sowie durch die Ausbildung des sie verbindenden Schlosses. Abb. 133 zeigt eine Kreisrammung mit LARSSEN-Spundpfählen.

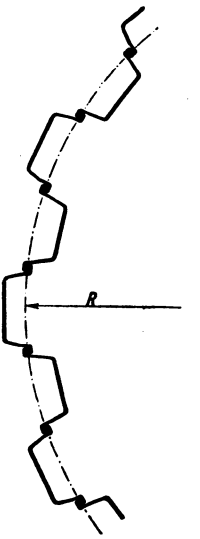


Abb. 133. Stahlspundwand von LARSSEN

Das *Einbringen* von Spundpfählen geschieht in der Regel durch eine mit Dampf angetriebene *Ramme*, die beim Schachtbau zweckmäßig auf über die Baugrube gelegten schweren Stahlprofilen, also innerhalb des Spundwandkreises, aufgestellt wird. Es können Zylinderbäre mit hohen Fallgewichten und kleinen Schlagzahlen (rd. 40 je Minute) oder Schnellschlaghämmer mit kleinen Fallgewichten und hohen Schlagzahlen (bis 200 je Minute) Gebrauch finden. Welche Ausführung gewählt wird, richtet sich nach der Bauart der Spundwand und der Bodenbeschaffenheit. Da jedoch die Bestimmung der *günstigsten* Rammenbauart, insbesondere bei wechseln-

den Bodenverhältnissen, schwer zu treffen ist, neigt man heute mehr dazu, schwere Bären bis 10 t Gewicht bei geringen Fallhöhen zu verwenden, da bei gleicher Wucht eine kleinere Endfallgeschwindigkeit mehr von Vorteil ist[1]. Schließlich sei noch auf die Bedeutung des Verhältnisses Pfahlgewicht zu Rammgewicht hingewiesen. Das Rammgewicht soll immer schwerer als der Pfahl sein, um ein „Tanzen" zu vermeiden.

Je nach ihrer Bauart werden die *Pfähle* einzeln oder zu zweit vereint eingerammt. Von großer Wichtigkeit ist ihre gute Führung, damit sie senkrecht in den Boden eindringen und im Schloß verbleiben. In der Regel wird der Pfahl an mindestens zwei Punkten geführt. Die obere Führung erfolgt

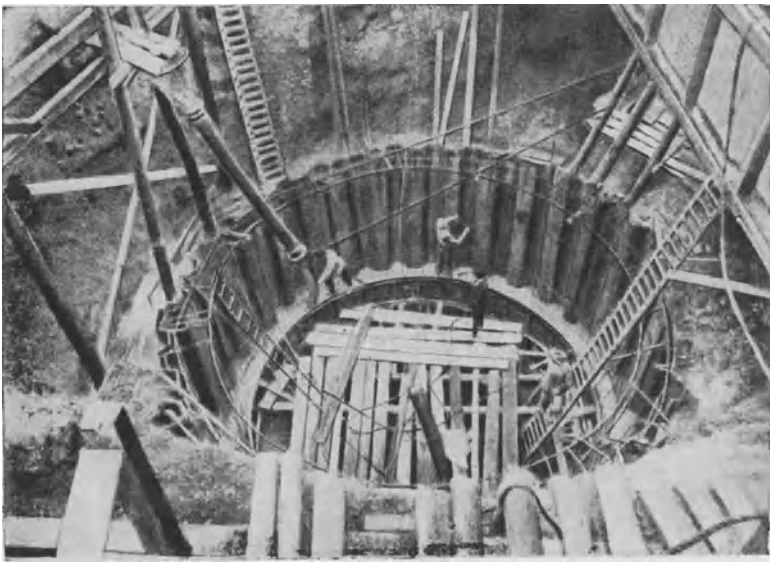


Abb. 134. Spundschacht mit stählernen Pfählen

meist an der Ramme mit Hilfe von Ketten, Stahltrossen oder einer besonderen Führungszange. Der unteren Führung dienen möglichst tief in den Boden eingelegte Stahlträger, die, wenn möglich, noch gegen feste Punkte (z. B. Rammgleise) abzuspreizen sind. Ein „Freirammen" ohne obere Führung ist dann möglich, wenn der Rammbär mit einem besonderen nach unten reichenden Führungsgestell versehen ist. Um die Köpfe der Pfähle durch die Schläge des Rammbären nicht zu beschädigen, werden ihnen Rammhauben aufgesetzt, die auch den Vorteil haben, den Rammschlag gleichmäßig auf den ganzen Pfahl zu verteilen. Ein ziemlich sicheres Zeichen für eine Überbeanspruchung des Spundpfahles ist es, wenn er kaum noch unter dem Rammschlag nachgibt („zieht") und den Rammbären elastisch wieder hochwirft, so daß er „tanzt". Der Eindringwiderstand ist dann so groß, daß ein Weiterrammen in der Regel zur Zerstörung des Pfahles führt.

[1] Walch, O.: Baumaschinen und Baueinrichtungen, Bd. I. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1956.

Abb. 134 zeigt einen fertigen Spundschacht von 10 m Durchmesser, bei dem gerade als endgültiger Ausbau Gußbeton eingebracht wird.

Die Grenze, bis zu der ein solches Anstecken mit Stahlpfählen möglich ist, scheint bei etwa 25 m zu liegen. Darüber hinaus wird die gegenseitige Führung der Pfähle zu unsicher. Die Führung von Nut und Feder reißt, und die Wand klafft, oder die Pfähle keilen sich so gegeneinander fest, daß sie nicht weiterzubringen sind. Es bleibt in solchen Fällen nichts anderes übrig, als einen neuen Spundschacht von größerem Durchmesser um den alten niederzubringen, oder den Schachtansatzpunkt um ein geringes zu verlegen.

Hat die Spundwand die wasserstauende Schicht erreicht, so beginnt man mit dem Abteufen. Die Ladearbeit geschieht hierbei von Hand oder unter Zuhilfenahme eines Baggers. Solange das Gebirge schwimmend bleibt, kann es notwendig sein, die Sohle zu vertäfeln. Der Schacht wird alsdann innerhalb der Spundwand mit Mauerung und Betonhinterfüllung oder mit Beton allein endgültig ausgekleidet. Zur vorläufigen Innenversteifung des Spundwandringes werden meist Stahlprofilringe benutzt.

105. — Anwendbarkeit und Kosten der stählernen Spundwände. Das Verfahren des Senkrechtansteckens mit stählernen Spundwänden wird zum Durchteufen der nahe unter der Tagesoberfläche befindlichen Schwimmsandschichten mit Erfolg benutzt. Finden sich grobe Gerölle oder Findlinge in den zu durchteufenden Schichten, so wachsen die Schwierigkeiten bedeutend und stellen den Erfolg der Arbeit in Frage. Die Kosten schwanken dementsprechend in weiten Grenzen. Für einen Schacht von 7 m lichtem Durchmesser können sie bei 4 Stein starker Mauerung zu etwa 15000 DM/m angenommen werden.

F. Das Abteufen unter Senken des Grundwasserspiegels

106. — Das Grundwasser-Absenkungsverfahren besteht darin, daß das Grundwasser rund um den abzuteufenden Schacht durch Rohrbrunnen abgesenkt und der Schacht in dem entwässerten Gebirge nach dem gewöhnlichen Verfahren niedergebracht wird. Es kommt nur für Schächte von geringer Teufe in Frage unter der Voraussetzung, daß das Deckgebirge entwässerbar und im entwässerten Zustand ausreichend standfest ist.

G. Vergleichender Rückblick auf die Anwendbarkeit der verschiedenen besonderen Abteufverfahren

107. — Allgemeines. Schächte bis 30 m Teufe. Das gewöhnliche Abteufverfahren wird stets in erster Linie in Betracht kommen und nur starke Wasserzuflüsse, lockeres Gebirge oder beides zusammen können dazu zwingen, auf die Sonderabteufverfahren zurückzugreifen. Bei der Wahl des einen oder anderen Verfahrens sind in erster Linie die Teufe, in der oder bis zu der die wasserführenden lockeren Schichten auftreten, die voraus-

sichtlichen Kosten, die Schnelligkeit des Abteufens oder die Leistungen und die Wahrscheinlichkeit des Gelingens entscheidend.

Sehr häufig sind besonders wasserreiche, lockere Schichten nahe unter der Tagesoberfläche zu durchteufen. Handelt es sich dabei nur um wenige Meter, so wird das Abspunden des Schachtes sich in der Regel am billigsten stellen. Für Teufen von 15—20 m ist es mit großer Aussicht auf Erfolg anzuwenden. Darüber hinaus wird das Gelingen zweifelhaft. Das Grundwasser-Absenkungsverfahren kann für Teufen von 10—15 m in Betracht gezogen werden. Das gewöhnliche Senkschachtverfahren wird bis etwa 50 m Teufe noch gut in Wettbewerb mit den übrigen Schachtabteufverfahren treten können, namentlich wenn die wasserführenden Schichten auf einer söhlig gelagerten wasserstauenden Tonschicht ruhen, so daß der Wasserabschluß nach unten hin keine Schwierigkeiten macht. Druckluftsenkschächte können bei schwierigen Deckgebirgsverhältnissen empfehlenswert sein, solange der anzuwendende Überdruck 2—3 at nicht übersteigt.

108. — Tiefere Schächte. Für Teufen über 30 m scheiden aber die vorgenannten Verfahren in der Regel aus. Alsdann stehen als Ersatz des gewöhnlichen Abteufens für lockeres Gebirge das Gefrier- und das Honigmannsche Schachtbohrverfahren und für festes Gebirge das Versteinungsverfahren, in nicht klüftigen aber porösen Sandsteinen auch das Gefrierverfahren zur Verfügung. Neben den schon genannten Gesichtspunkten kommt hier noch die Rücksicht auf die Größe des Schachtdurchmessers in Betracht.

Das Honigmannsche Schachtbohrverfahren hat für mittlere Teufen und Schachtdurchmesser bemerkenswerte Erfolge aufzuweisen und sich in solchen Fällen dem Gefrierverfahren mehrfach wirtschaftlich überlegen gezeigt. Die besten Bedingungen für den Abteuferfolg bietet schwimmendes, vorwiegend sandiges Gebirge. Die Schwierigkeiten nehmen rasch zu, wenn zahlreiche oder mächtige Bänke harten Gesteins oder zu Nachfall neigende Schichten zu durchteufen sind.

Das *Gefrierverfahren* ist hinsichtlich der Leistungen und Kosten von mittleren Teufen ab dem Schachtbohrverfahren überlegen. Für das Gefrierverfahren spricht insbesondere, daß es von der Art des Gebirges nur in geringem Grade abhängig ist. Es ist ferner hervorzuheben, daß das Gefrierverfahren heute sicher beherrscht wird und auch in seinem zeitlichen Ablauf gut vorauszuberechnen ist. Ein besonderer Vorteil des Gefrierverfahrens ist weiter, daß der lichte Schachtdurchmesser bis zu 7 oder 7,5 m gewählt werden kann. Alle diese Vorzüge haben ihm eine steigende Beliebtheit in den letzten Jahren verschafft. Freilich wachsen die Schwierigkeiten mit zunehmender Teufe schnell. Immerhin hat man bereits Teufen über 600 m erreicht, und es ist anzunehmen, daß man damit noch nicht an der Grenze des Möglichen steht.

Das *Versteinungsverfahren* schließlich hat den Vorzug, sehr vielseitig zu sein und die verschiedensten Anwendungsmöglichkeiten zu gestatten. Es versagt freilich meistens, wenn es sich um toniges, schlammiges Gebirge oder Schwimmsand handelt. Wo es anwendbar ist, besitzt es eine Reihe besonderer Vorzüge. Die zu treffenden Einrichtungen sind einfach, billig und schnell zu beschaffen. Auch verläuft das Verfahren selbst verhältnis-

mäßig schnell, da nur wenige Tage zum Erhärten des Zements in den Gebirgsspalten notwendig sind. Als günstige Nebenwirkung stellt sich heraus, daß das Gebirge ebenso wie die Schachtwandung verfestigt und gesichert wird. Ganz besonders dann wird das Verfahren mit Vorteil anwendbar sein, wenn es sich darum handelt, in festem, geschlossenem Gebirge einzelne wasserführende Klüfte zu schließen oder eine nicht sehr mächtige, wasserführende Schicht zu überwinden.

III. Der Schachtausbau[1]

109. — Vorbemerkungen. Im Steinkohlenbergbau müssen die Haupt- und Blindschächte stets ausgebaut werden, um sie offen halten zu können. Im Erzbergbau gelingt es in sehr standfestem Gebirge, sie ohne Ausbau zu lassen. Auch Schachtteile, die im festen Steinsalz stehen, können ohne Ausbau bleiben. Im ganzen gesehen ist aber die Zahl solcher Fälle verhältnismäßig gering, so daß dem Schachtausbau im allgemeinen angesichts der Wichtigkeit der Schächte im Rahmen jedes Grubengebäudes eine besondere Bedeutung zukommt. Vom Schachtausbau ist der „Einbau" zu unterscheiden, d. h. das mit dem Ausbau zu verbindende „Tragwerk" für die Leitbäume, Fahrten, Rohrleitungen usw.

Der Schachtausbau beeinflußt die Kosten des Schachtabteufens in erheblichem Maße. Unter Umständen kostet er mehr als das Abteufen. So hängt von der Wahl des Ausbaus die Querschnittsform des Schachtes ab, da man z. B. den hölzernen Ausbau nur für rechteckige, die Mauerung nur für runde und den geschlossenen Ausbau in Gußeisen oder Stahl ebenfalls nur für runde oder viereckig-gewölbte Schächte verwenden kann. Schließlich ist auch das Gelingen des Wasserabschlusses entscheidend. Bei mächtigerem, lockerem Deckgebirge und erheblichem Druck der darin stehenden Wassermenge wird man z. B. stets auf den Tübbingausbau oder den geschlossenen Ausbau in Walzstahl-U-Profilen als den unter diesen Umständen allein wasserdichten Ausbau zurückgreifen müssen. Bei einem Deckgebirge bis etwa 250 m Mächtigkeit kommt auch Mauerung in besonderer Ausführung in Betracht.

Bei blinden Schächten brauchen, obwohl sie unter der Einwirkung des Abbaus starken Drücken unterliegen können, nicht so hohe Anforderungen an den Ausbau gestellt zu werden, da es sich bei ihnen meist um geringere Querschnitte handelt und auch ihre Lebensdauer wesentlich geringer ist als die der Hauptschächte. Ihre Wasserdichtigkeit spielt in der Regel keine Rolle.

Im allgemeinen ist der Schachtausbau starr. Es gilt dies für den Ausbau in Mauerung, in Gußeisen- oder Walzstahltübbingen und in Beton. Um ihn jedoch Abbaueinwirkungen und den durch sie hervorgerufenen Gebirgsbewegungen gegenüber unempfindlich zu machen, kann Nachgiebigkeit erwünscht sein. Es ist dies im Steinkohlenbergbau dann der Fall, wenn der

[1] Der Ausbau der nach dem HONIGMANN- oder den Senkschachtverfahren hergestellten Schächte ist bereits bei den Abteufverfahren berücksichtigt worden.

Ausbau gegen Gebirgsbewegungen im Gefolge von Abbaueinwirkungen weniger empfindlich gemacht werden soll, was für Hauptschächte beim Abbau des Schachtsicherheitspfeilers (s. S. 252) und für viele Blindschächte zutrifft. Hierbei handelt es sich freilich weniger um eine Nachgiebigkeit in Richtung zum Schachthohlraum, dessen Querschnitt möglichst erhalten bleiben muß, als um eine Nachgiebigkeit in senkrechter Richtung. Hierdurch sollen Stauchungen, daneben auch Streckungen aufgenommen werden, denen die Schachtröhre infolge des mehr oder weniger unregelmäßigen Absinkens des umgebenden Gebirges ausgesetzt ist.

110. — Verbreitung und Vergleich der verschiedenen Schachtausbauarten. Man kann nach dem Ausbaumaterial in der Hauptsache fünf Ausbauarten unterscheiden: Ausbau in Holz, Ziegelsteinmauerung, Gußeisen, Walzstahl und Beton.

Von diesen entfällt im deutschen Steinkohlenbergbau der überwiegende Anteil auf die Ziegelsteinmauerung, die im Ruhrgebiet und in Oberschlesien mit über 80% an der Gesamtschachtteufe beteiligt ist[1]. Sie hat den früher vorherrschenden Holzausbau fast ganz verdrängt, der zwar billig ist, aber nur geringe Festigkeit und Haltbarkeit aufweist und sich zum Ausbau runder Schächte überhaupt nicht eignet. Dagegen ist der Holzausbau in Hauptschächten des Erzbergbaus sowie in Blindschächten von Steinkohlenzechen noch sehr verbreitet. Demgegenüber hat sich in Hauptschächten des Steinkohlenbergbaus die Ziegelsteinmauerung gut bewährt und ist bei standfestem, nicht oder wenig wasserführendem Gebirge unbestritten die wichtigste Ausbauart, die in beliebiger Stärke auch von ungelernten Arbeitern hergestellt werden kann. Sie ist zwar gegen Korrosion empfindlich, doch spielt diese Eigenschaft nur eine untergeordnete Rolle, da Mauerung in wasserführendem Deckgebirge nicht häufig angewandt wird.

Der vorherrschende Schachtausbau in wasserführendem, lockerem Deckgebirge ist der Gußeisentübbing mit Betonhinterfüllung (Verbundausbau), neben dem der Walzstahltübbing zunehmende Bedeutung gewinnt. Die Verbreitung der Tübbinge in den einzelnen Bergbaugebieten hängt infolgedessen vom Umfang des Vorhandenseins solcher Gebirgsschichten ab. So ist der Gußtübbingausbau im Kalibergbau zu etwa einem Drittel und im Ruhrgebiet zu 10% am Ausbau der Gesamtschachtteufe beteiligt. Im sächsischen Kohlenbergbau fehlt er völlig. Er ist der teuerste Ausbau, aber unter den für ihn in Betracht kommenden Verhältnissen haltbar und wasserdicht.

Die Verbreitung des reinen Betonausbaus ist im Gegensatz zu manchen ausländischen Bergbaugebieten in Deutschland nur gering. Im Kalibergbau ist er mit 7%, im Ruhrgebiet nur mit etwa 1,5% beteiligt. Er hat den Vorzug, viel druckfester als die Ziegelsteinmauerung zu sein. Jedoch ist er teurer und, abgesehen von Betonformsteinen, schwieriger auszubessern. Auch ist er als Rüttel-, Stampf- oder Gußbeton im Gegensatz zur Mauerung nicht gleich in der Lage, Druck aufzunehmen, sondern erst nachdem der Erhärtungsprozeß weitgehend fortgeschritten ist. Seine Korrosionsempfindlichkeit ist je nach den verwandten Zementarten, von denen sich Eisenportlandzement und Hochofenzement gut bewährt haben, verschieden. Im ganzen gesehen ist der Betonausbau meist nicht genügend dicht,

[1] MARBACH: Schachtschäden durch Korrosion. Glückauf 1933 S. 161.

so daß er in erster Linie für nicht oder wenig wasserführendes Gebirge in Betracht kommt. Besondere Vorsicht wird daher bei der Anwendung von Beton in Kalischächten notwendig sein, wobei nicht nur an Sole aus dem Deckgebirge, sondern auch an „Wetterlaugen", die sich aus dem Feuchtigkeitsgehalt der Wetter bilden können, zu denken ist.

Mit 1% der Gesamtschachtlänge hat der Stahlbeton nur ganz untergeordnete Verbreitung gefunden. Wegen der besonderen Schwierigkeit, ihn auszubessern, wird er in Zukunft wohl nur dann angewandt werden, wenn Gebirgsbewegungen vom Schacht ferngehalten werden können.

A. Geschlossener Ausbau von Schächten

a) Ausbau in Mauerung

111. — Einleitende Bemerkungen. In Deutschland werden die meisten in festem Gebirge stehenden Schächte in Ziegelsteinmauerung ausgebaut. Es geschieht dies deshalb, weil die Ziegelsteinherstellung in Deutschland sehr verbreitet ist und insbesondere zahlreiche Steinkohlenzechen eigene Ziegeleien besitzen. Ferner können Schachtreparaturen, die im Steinkohlenbergbau häufiger sind als in den anderen Bergbauzweigen, bei Mauerung leichter und wirksamer durchgeführt werden als bei Betonschächten, die u. a. im britischen, französischen, südafrikanischen und japanischen Bergbau eine große Verbreitung besitzen. Hier spielt im Steinkohlenbergbau die Beanspruchung der Schächte durch Abbaueinwirkungen meist eine geringere Rolle als bei uns.

Die meisten Mauerschächte haben kreisförmigen Querschnitt. Aber auch elliptische Schächte können in Mauerung gesetzt werden.

Für die Anforderungen, die normalerweise an den Schachtausbau gestellt werden, reichen normale Ziegelsteine mit 150 kg/cm² Festigkeit aus. Bei schlechten Gebirgsverhältnissen, z. B. im Bereich von Störungen, ist die Verwendung von Ziegelsteinen mit höheren Festigkeiten oder von Klinkern erforderlich, wenn nicht gar zu Betonformsteinen übergegangen werden muß. Auch Hüttensteine sind möglich.

In Schächten bis 6 m Durchmesser genügt meist eine 2 Stein dicke Mauerung. Bei größeren Durchmessern geht man zur $2^1/_2$- oder 3-Stein-Mauerung über. Die Teufe hat in der Regel nur geringen Einfluß auf die Wahl der Mauerstärke.

Als Mauerverband wird der Kreuz-, seltener der Blockverband vorgezogen. Von großer Bedeutung ist es, alle Steinlagen bis zum Gebirge sauber durchzumauern, um einen satten Anschluß zu erreichen und hohle oder z. B. mit Bergen oder Holz ausgefüllte Räume zu vermeiden. Bei radialen Druckbeanspruchungen würde das Mauerwerk in diese Räume ausweichen und dabei reißen.

Als Mörtel ist Zementmörtel üblich, der aus 1 Teil Zement und 2—3 Teilen Sand besteht. Er erhält zuweilen Zuschlagstoffe mit dem Ziel, seine Dichte zu erhöhen und das Erstarren zu beschleunigen.

Sind Salzwässer vorhanden, so empfiehlt es sich, als Anmachwasser für den Zement stets die am Ort vorhandene Sole zu wählen. Auf diese Weise

wird der Mörtel widerstandsfähiger und fester, da chemische Umsetzungen zwischen der Anmachflüssigkeit und den Schachtwässern nicht stattfinden können.

112. — Mauerabsätze. Das Einbringen der Mauerung geschieht von unten nach oben, und zwar entweder in großen oder kleinen Absätzen. Die *großen Absätze* haben eine Höhe von 20 m und mehr. Sie richtet sich nach der Festigkeit des Gebirges und dem Auftreten von Schichten, die sich für das Ansetzen des hierzu notwendigen Mauerfußes eignen. Außerdem spielt die mögliche, meist nicht mehr als 50 m betragende Entfernung zwischen dem Spannlager für die Seilführung der Abteufkübel und der Schachtsohle eine Rolle, weil man das Spannlager lieber in die Mauerung statt in die Schachtstöße einläßt. Zum Mauern bedient man sich einer schwebenden Bühne.

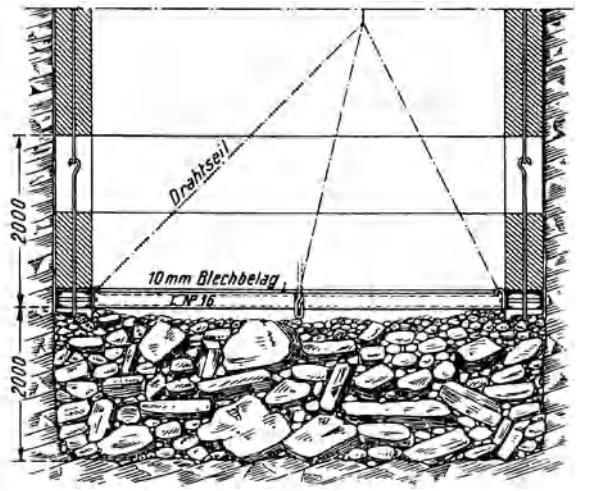


Abb. 135. Mauern in kurzen Absätzen

Schachtabschnitte von Mauersatzhöhe bleiben also eine Zeitlang ohne endgültigen Ausbau und müssen je nach der Art des Gebirges durch vorläufigen Ausbau (s. S. 196) gesichert werden.

Dagegen entfällt der vorläufige Ausbau bei Wahl *niedriger Mauerabsätze*. Auch ist es häufig zweckmäßig, den endgültigen Schachtausbau bei wenig standfestem Gebirge und stärkeren Wasserzuflüssen möglichst bald einzubringen. Beim Weiterabteufen von Hauptschächten werden kurze Absätze zudem deshalb vielfach bevorzugt, weil die Zulieferung und Lagerung des Materials beim laufenden Verbrauch geringer Mengen einfacher ist und die sperrigen Teile des vorläufigen Ausbaus nicht benötigt werden. Diesen Vorteilen steht jedoch der Nachteil eines geringeren Abteuffortschritts gegenüber, weil infolge des häufigen Wechsels der Arbeitsvorgänge Zeitverluste auftreten und die Abschlaglänge durch die Mauersatzhöhe begrenzt wird. Letztere kann nur 1,5 m bis höchstens 2 m betragen. Höhere Sätze würden Standgerüste für das Mauern nötig machen.

Die niedrigen Sätze folgen unmittelbar dem Abteufen und beginnen 1,5 bis 2 m oberhalb der Schachtsohle. Das Haufwerk des geschossenen Abschlags wird infolgedessen zunächst nur bis zum Beginn des Mauersatzes abgefördert. Alsdann wird die Mauer hochgeführt, wobei man bei wenig festem Haufwerk sie auf einen Stahlgitterring aufsetzt, dessen Breite der Stärke des Schachtausbaus entspricht (Abb. 135). Mit Stangen wird der Ring in Ösen des vorigen Mauerabschnitts aufgehängt. Sobald der Mauersatz hochgebracht ist, fördert man das restliche Haufwerk ab. Bei wenig standfestem Gestein müssen die einzelnen Mauersätze, um ein Abgehen des Mauerwerks zu verhindern, durch Ankereisen oder Seile mit einander verbunden werden.

113. — Die Mauerfüße. Zum Mauern in großen Absätzen bedarf es vielfach der Herstellung besonderer Mauerfüße, die in möglichst standfestem Gebirge hergestellt werden. Sie sollen das darüber aufgeführte Mauerwerk bis zum Erstarren und Erhärten des Mörtels tragen. Später hält die mit dem Gebirge fest verbundene Mauerung sich selbst und zeigt keine Neigung zum Rutschen.

Am verbreitetsten ist der doppelkonische Mauerfuß nach Abb. 136. Er ist wegen der keilförmigen Druckübertragung auch in wenig standfestem Gebirge anwendbar. Nach Herstellung der doppelkonischen Erweiterung des Schachtstoßes wird die Mauerung auf einer ringförmigen Bohlenunterlage hochgeführt, die gewöhnlich durch Eisenplatten verstärkt ist. In den Mauerfuß selbst werden noch Verankerungen aus 1—2 m langen Flachstählen eingemauert. Sie gehen durch den Bohlenkranz hindurch und halten diesen durch Verkeilung fest, so daß er erst bei Anschluß des nächstunteren Mauerabschnitts entfernt zu werden braucht. Außerdem dienen die Verankerungen (*r*) zur Aufhängung des vorläufigen Ausbaus für den nächsten Schachtabschnitt.

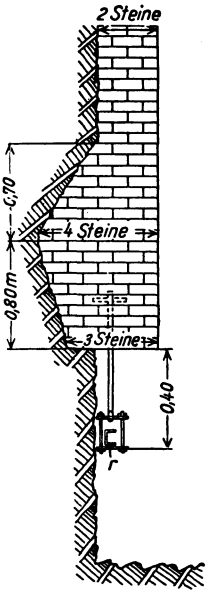


Abb. 136. Doppelkonischer Mauerfuß (mit Verankerung für Aufhängung des vorläufigen Ausbaus)

Es ist wichtig, die einzelnen Mauersätze gut aneinander anzuschließen. Bei wasserführendem Gebirge ist das wegen des Absetzens des unteren Mauersatzes und der Schwierigkeit, einen fugenlosen Anschluß zu mauern, nicht leicht. Eine Fuge von nur 2 mm Höhe entspricht bei einem Schacht von 6 m lichtem Durchmesser einem Rohr von etwa 220 mm Weite. Das Wasser steigt zwischen Gebirge und Mauerung hoch und tritt aus der Maueranschlußfuge aus.

Um dies zu verhüten, werden bei stärkeren Wasserzuflüssen Kanäle im Mauerwerk gelassen, damit das Wasser abfließen kann. Notfalls kann man auch zwischen dem Gebirge und dem Mauerwerk eine Fuge offen lassen, die, ebenfalls wie die Kanäle im Mauerwerk, nach Beendigung der Mauerarbeiten zementiert und damit geschlossen wird.

Zur besseren Abdichtung wird das neue Mauerwerk an das alte mit einer schrägen Fuge angeschlossen. Dabei hat es sich am besten bewährt, die

Schräge für den Anschluß an das alte Mauerwerk mit dem Abbauhammer herzustellen.

114. — Benutzung von Bühnen bei der Schachtmauerung. Das Mauern erfolgt beim Einbringen großer Mauerabsätze in der Regel von einer schwebenden Bühne aus. Die Bauart der Bühnen ist verschieden, je nachdem, ob das Abteufen und das Mauern in getrennten Zeitabschnitten erfolgt oder ob beide Arbeitsvorgänge gleichzeitig vorgenommen werden sollen. Im letzten Fall erfolgt während des Ausmauerns des einen Schachtabschnitts schon das Abteufen des nächstfolgenden.

Die Bühne besteht aus einem querversteiften Stahlgitterrahmen, der mit abnehmbaren Bohlen belegt ist (Abb. 137). Wird nicht gleichzeitig ge-

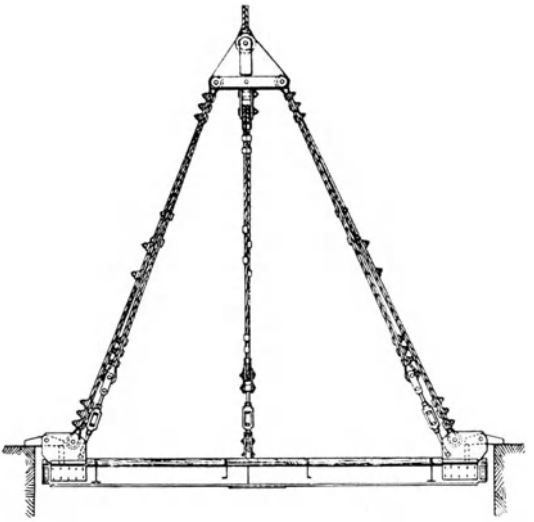


Abb. 137. Einfache schwebende Mauerbühne

mauert und geteuft, so sind an ihrem Rand lediglich Aussparungen für die bis zur Sohle führenden Lutten und Druckluftleitungen vorzusehen.

Bei gleichzeitigem Ausmauern und Abteufen muß die Mauerbühne (Abb. 138) zusätzlich mit Öffnungen für den Durchgang der Förderkübel und der Notfahrt versehen sein. Die Öffnungen sind mit etwa 1 m hohen Schutzzylindern umgeben, die ein Abstürzen der Maurer sowie ein Fallen von irgendwelchen auf der Bühne liegenden Gegenständen verhindern sollen. Die Bühne greift mit Klappriegeln in das aufgeführte Mauerwerk ein, die beim Anheben der Bühne selbsttätig in die senkrechte Lage gehen. Sie sind an Stelle einfacher Schubriegel getreten, die den Nachteil hatten, daß sie, wenn sie vor dem Anheben der Bühne nur teilweise zurückgeschoben wurden, die Bühne schiefstellten.

115. — Die Behandlung von Wasserzuflüssen beim und nach dem Mauern. Um die Ausspülung des Mörtels aus dem frisch gesetzten Mauerwerk zu verhindern, sollten Wasserzuflüsse aus den Schachtstößen abgefangen werden. Ist der Zufluß nur mäßig, so werden Abflußröhrchen

eingemauert. Sie haben meist $1^1/_4''$ Durchmesser und sind mit Außengewinde versehen, um einen Absperrhahn für späteres Zementieren aufsetzen zu können. Erst nach Erhärten des Mörtels verschließt man die Rohre. Man kann auch die Abflußröhrchen bis in die aufgebohrten Klüfte einlassen und später mit Zement verpressen. Gelingt die Abführung des Wassers auf diese Weise nicht, so wird es in einer zwischen Mauer und Gebirge belassenen

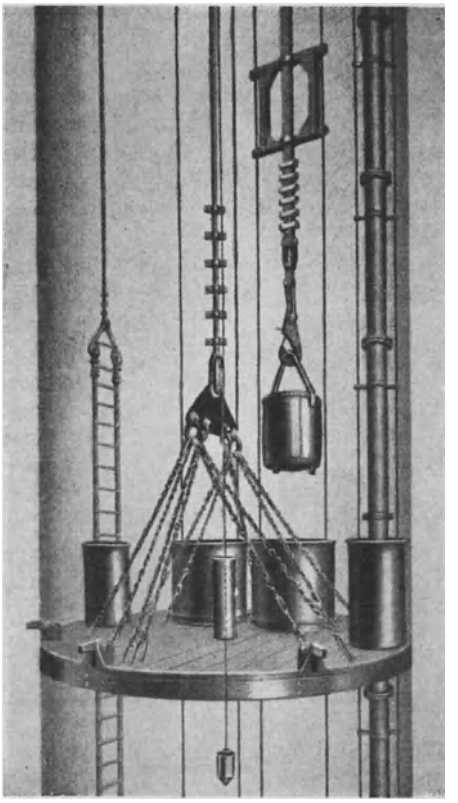


Abb. 138. Schwebende Bühne für gleichzeitiges Abteufen und Mauern

Fuge gesammelt und durch Röhrchen abgelassen. Die Fuge wird mit Schotter oder Ziegelsteinstücken verfüllt und später durch die Abflußröhrchen zementiert.

Bei noch stärkeren Wasserzuflüssen bleibt nichts anderes übrig, als das Gebirge vor dem Mauern zu zementieren und so abzudichten, falls dies nicht schon während des Abteufens geschehen ist. Bei erheblichen, nicht verpreßten Wassermengen stellt man die Mauerung auch in Form von zwei konzentrischen Mauerringen her, wobei die Fuge zwischen Innen- und Außenmauer mit Schotter verfüllt und anschließend zementiert wird. Man kann auf diese Weise bei sog. *Vorschächten* (Abb. 139) verfahren, die meist

nur 10—20 m, zuweilen auch 50—60 m tief werden können. Solche Vorschächte sind schon bei Wasserzuflüssen bis zu 1000 l/min hergestellt worden, wobei in günstigen Fällen ein Wasserabschluß bis auf einen Zulauf von 15—20 l/min je 100 m Schacht erreicht wurde. Das Gelingen des Wasserabschlusses hängt jeweils von der Zementierfähigkeit des Gebirges, der Zusammensetzung und Menge des zusitzenden Wassers sowie von der Teufe und der Güte des Ausbaumaterials ab.

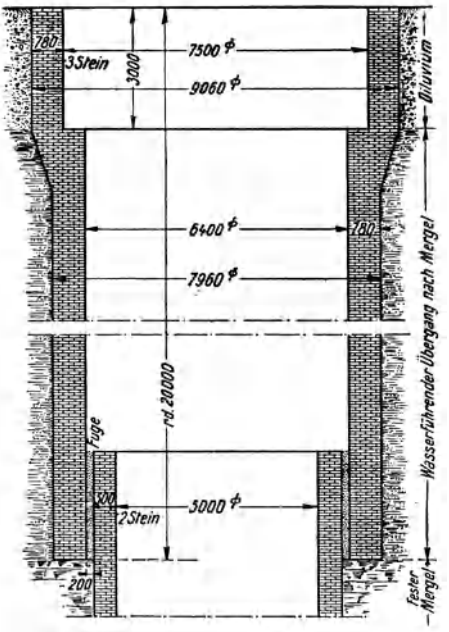


Abb. 139. Abdichtung zwischen Vorschacht- und Schachtmauerung mittels einer Zementierfuge

Ist die Zementierfähigkeit, wie z. B. bei Schwimmsanden, nicht gegeben, so kann man eine Mauerung mit einer Bitumen-Dichtungsfuge aufführen. Den dichtesten Wasserabschluß gewährleistet im allgemeinen erst der Tübbingverbundausbau (siehe S. 180).

Falls entlang der fertigen Mauerung noch stärkere Wasserzuflüsse auftreten und zum Teil als Regen niedergehen, schützt man die auf der Sohle tätige Belegschaft durch Sammelrinnen. Diese können in der Schachtmauerung mit Gefälle nach einem Punkt zu ausgespitzt, beim Mauern selbst schon ausgespart (Abb. 140) oder als ein zur Mauerung offenes, ringförmiges Gerinne angebaut werden. Aus diesen Rinnen fließen die Wasser durch ein Rohr geschlossen zur Schachtsohle ab, wenn man es nicht zur Verminderung der Wasserhaltungskosten gleich von der Sammelstelle unmittelbar zutage heben kann.

Abb. 140. Wasserrinne in der Schachtmauerung

116. — Das gleichzeitige Abteufen und Ausmauern. Beim abwechselnden Abteufen und Mauern wird der eigentliche Abteufvorgang bei kurzen Mauersätzen schichtweise und bei hohen Mauersätzen tagelang unterbrochen. Diese Pausen und die dadurch bedingte Verzögerung des Abteufens können bei gutem Gebirge vermieden werden, wenn die Sohle weiter belegt bleibt und das Ausmauern in entsprechend hohen Absätzen von einer Mauerbühne aus gleichzeitig vor sich geht. Das Verfahren erfordert allerdings eine zweite Fördermaschine und entsprechende Seilführungen und Spannlager im Schacht, da die Materialförderung zur Mauerbühne nicht gleichzeitig von der Bergeförderanlage geleistet werden kann. In Schächten über 5,5 m Durchmesser ist ausreichender Raum dazu vorhanden.

Obwohl eine 10% höhere Schachthauerleistung und ein etwa 50% höherer Abteuffortschritt erzielt werden können, wird dieses Verfahren in Deutschland nur selten angewendet. Trotz aller sicherheitlichen Vorkehrungen (Aufsetzen von Trichtern auf die Durchlaßöffnungen für die Bergekübel in der Mauerbühne; Abdichten der Bühne zum Schachtstoß hin; Ausfahren der Sohlenbelegschaft beim Fahren der Bühne) ist die Sohlenbelegschaft gefährdet. Außerdem ist sie, insbesondere in nassen Schächten, infolge der ätzenden Wirkung zementhaltigen Wassers Hauterkrankungen ausgesetzt.

Der Abteuffortschritt wird beim gleichzeitigen Abteufen und Mauern von der Sohlenbelegschaft bestimmt, da der Fortschritt beim Mauern größer ist als beim Abteufen. Auf der Mauerbühne wird daher meist nur zweischichtig gearbeitet. Die Höhe der Mauersätze beträgt meist 20—30 m. Während des Ansetzens des Mauerfußes werden die Teufarbeiten unterbrochen. Nachdem die Mauerung an den oberen Mauerabschnitt angeschlossen und die Sohle um ein entsprechendes Maß weiter geteuft ist, werden die Mauerbühne und das Spannlager weiter nach unten verlegt. Das Verfahren erfordert eine besonders gute Überwachung und eine straffe Organisation.

117. — Die Arbeitsdurchführung und die Leistungen beim Mauern. Zur Förderung der Ziegelsteine werden meist die gleichen Kübel wie für die Bergeförderung benutzt. Zur Förderung des Mörtels zieht man jedoch wegen seines hohen Gewichts Kübel bis höchstens 1 m³ Fassungsvermögen vor. Um den Fördervorgang schnell durchzuführen, und um zu erreichen, daß der am oberen Anschlag ankommende Leerkübel sofort gegen einen schon beladenen Kübel ausgetauscht werden kann, empfiehlt es sich, etwa 3 Kübel für die Ziegelsteine und 2 Kübel für den Mörtel einzusetzen. Das Kippen der Kübel auf der Bühne geschieht mit Hilfe einer Kippkette, die an der Bühnentraverse oder an einem Einstrich angebracht ist.

Die Höhe des täglichen Mauerfortschritts hängt insbesondere in tieferen Schächten von der Menge an Ausbaumaterial ab, die von der Kübelförderung bewältigt werden kann und bei etwa 2—2,5 m Mauersatzhöhe je Schicht eine Grenze findet. Eine Steigerung wäre mit großen für Bodenentleerung eingerichteten Kübeln möglich. Der erwähnte Höchstwert wird allerdings bei normalen Verhältnissen und Ladearbeit von Hand kaum erreicht, sondern mit 1,5—2,2 m Mauersatzhöhe unterschritten. Die Zeiten für das Verfahren der Bühne sowie für die Wiedergewinnung des vorläufigen Ausbaus sind hierbei berücksichtigt.

Die Leistung beim Mauern liegt zwischen 1,4 und 2,2 m³/MS. Die höchsten Werte sind nur beim gleichzeitigen Teufen und Mauern zu erreichen, da dann das Mauern von einer eingearbeiteten Mannschaft verrichtet wird. Die im allgemeinen erreichten Leistungen sind 1,8 m³/MS beim Einbringen der Mauerung in langen Sätzen und 1,4—1,5 m³/MS bei kurzen Mauersätzen.

b) Der Schachtausbau in Beton

118. — Die Betonzusammensetzung. Die Körnung der Zuschlagstoffe wird so gewählt, daß in Anlehnung an die von FULLER entwickelten

Kurven ein Beton mit möglichst geringen Hohlräumen entsteht. Dadurch wird die Verdichtungswilligkeit, der Wasserbedarf sowie die Festigkeit des erhärteten Betons günstig beeinflußt. Der beim Schachtabteufen verwendete Beton enthält in der Regel 300—400 kg Zement je m^3. Die einzelnen Zuschlagstoffe sowie die Zementmenge werden vor dem Mischen gewogen, so daß ein einmal festgelegtes Mischungsverhältnis gewahrt bleibt. Der Wasserzusatz wird ebenso wie der Zementanteil möglichst niedrig gehalten, da ein Überschuß an Wasser die Festigkeit herabsetzt und ein hoher Zementgehalt zu hohen Temperaturen während der Erhärtung und infolgedessen zu Spannungsrissen führt. Das gewichtsmäßige Verhältnis von Wasser zu Zement, also der Wasser-Zement-Faktor (WZ-Faktor). ist am besten, wenn der Beton 25—30% des Zementgewichtes an Wassergewicht enthält. Es kann angenommen werden, daß 12—15% des Wassers chemisch gebunden sind und der Rest ohne Nachteil für die Betonqualität in den Poren verbleibt. Um eine gute Verarbeitbarkeit des Betons bei diesem niedrigen WZ-Faktor zu erreichen, werden dem Beton Plastiment, Plastocret u. a. zur Erhöhung der Plastizität beigemischt.

Eine gute Durchmischung wird durch Benutzung neuzeitlicher Mischer und durch Festlegung der Mischzeiten angestrebt. Durch laufende Überwachung nach besonderen Prüfverfahren und durch Vermeidung einer Entmischung beim Transport oder beim Einfüllen des Betons wird erreicht, daß der Beton in der gewünschten Güte eingebracht wird. Das Verdichten des Betons geschieht allgemein mit Rüttlern, wobei zu beachten ist, daß die vorgeschriebenen Rüttelzeiten eingehalten werden. Andernfalls leidet die Güte des Betons infolge Entmischung. Dem Beton werden außer den oben genannten Zusätzen zur Erhöhung der Dichtigkeit gelegentlich Quarzmehl und zur Beschleunigung der Abbindezeit die hierfür gebräuchlichen Zusätze, z. B. Sikka in einer Menge von etwa 10 l je m^3, zugegeben.

119. — Die Verschalung. Die Wandstärke beläuft sich in der Regel auf 40—60 cm und die auf einmal betonierte Satzhöhe auf etwa 30 m. Um der frischen Betonmasse die gewünschte Form zu geben, muß sie hinter eine Verschalung gebracht werden und dort erstarren.

Als Verschalung wird *Gleitschalung* oder *Umsetzschalung* angewandt. Erstere kann an Seilen im Schacht verfahren werden und besteht aus mehreren zusammenhängenden, jedoch ineinander verschiebbaren und mit Profilstahl verstärkten Stahlblechsegmenten. Mittels Spannschrauben können diese vor dem Betonieren auf den lichten Schachtdurchmesser auseinandergedrückt und nach dem Betonieren zum Lösen und Verfahren der Schalung wieder zusammengezogen werden. Diese Vorgänge sind jedoch häufig nur unter Schwierigkeiten durchzuführen. Die Umsetzschalung hat Ähnlichkeit mit dem Tübbingausbau und besteht aus leichten Stahlblechsegmenten, die durch Verschraubung zu Ringen zusammengesetzt werden. Nach dem Erstarren des Betons wird der untere Ring ausgebaut und nach oben umgesetzt, was leicht vonstatten geht.

120. — Die Förderung des Betons. Die über Tage zubereitete Betonmischung kann in Kübeln oder Falleitungen in den Schacht gefördert werden. Die meistens angewendeten Kübel haben den Vorteil, eine Entmischung zu verhindern, jedoch den Nachteil begrenzter Leistung.

Als Falleitung dient eine Leitung aus Rohren von 120—150 mm Durchmesser und 7 mm Wandstärke. Sie endet in einem beweglichen, über den ganzen Schachtquerschnitt schwenkbaren Stück, damit der Beton unmittelbar hinter alle Stellen der Verschalung gefüllt werden kann. Dieses bewegliche Leitungsende kann aus einem Gummischlauch oder einer Rohrleitung bestehen, die aus 1—2 m langen ineinandergesteckten Rohrstücken zusammengesetzt ist. Dem Ausbaufortschritt entsprechend wird die Falleitung durch Abnehmen der unteren Rohrstücke verkürzt. Das bewegliche Rohrende kann 30 m lang sein, so daß eine Verkürzung der eigentlichen Falleitung während des Betonierens entfällt. Allerdings treten beim Durchhängen eines solchen langen Leitungsendes leicht Verstopfungen auf.

Besondere Maßnahmen erfordert die Falleitung bei Teufen von mehr als 150—200 m. Die Leitung ist dann nicht nur genau lotrecht einzubauen, vielmehr muß auch die Fallenergie des geförderten Gutes vor Übergang in die bewegliche Leitung durch ein sog. Hosenrohr vernichtet werden, dessen blinder Rohrstutzen durch eine Platte verschlossen ist.

121. — Betonanschlüsse. Das Herstellen der „Mauerfüße" sowie das Abfangen des Wassers geschieht auf grundsätzlich ähnliche Weise wie bei der Mauerung. Es wird zwischen dem Stoß und dem Beton eine Wellblechverkleidung eingebracht, um auf diese Weise eine Fuge zu erhalten, die nachträglich zementiert wird. Zur Erreichung eines guten Satzanschlusses werden in jedem Fuß mehrere Aussparungen frei gelassen, durch die der Beton beim Schließen des Satzes eingefüllt werden kann.

Das Betonieren der 20—30 m hohen Sätze wird beim Aufsetzen des nächsten Verschalungsringes kurzfristig unterbrochen. Der bereits eingebrachte Beton erstarrt in dieser Zeit schon so weit, daß, wenn nicht besondere Maßnahmen getroffen werden, in Abständen der jeweiligen Schalungshöhe Fugen auftreten können. Die besonderen Maßnahmen bestehen in einem Aufrauhen der bereits etwas erhärteten Betonoberfläche oder in der Herstellung eines V-förmigen Grabens.

122. — Leistungen. Die beim Betonieren erreichbaren Leistungen hängen u. a. von der Zeit ab, welche für die Fertigstellung der Schalung oder beim Gefrierschacht zum Aufbau eines Tübbingrings notwendig ist. Das Herrichten einer Schalung von 3 m Höhe oder der Aufbau zweier Tübbingringe von je 1,5 m Höhe dauert im Durchschnitt 6 Stunden, wogegen das Einfüllen des Betons (30—40 m^3) 3 Stunden dauert. Es können also stündlich 10—15 m^3 Beton eingebracht werden. Sowohl in Beton- als auch in Tübbingschächten können je Tag etwa 7 m betoniert werden. Über Tage muß naturgemäß eine Betonmischeinrichtung entsprechender Leistungsfähigkeit vorhanden sein.

Von der Belegung arbeiten 3—4 Mann auf der Bühne im Schacht und 4—5 Mann über Tage. Die Betonierleistung schwankt zwischen 1,8 und 2,5 m^3/MS.

123. — Der Stahlbetonausbau. Stahlbeton ist in Deutschland als Schachtausbau seit mehreren Jahrzehnten nicht mehr benutzt worden[1]. Einmal kann man heute auch mit unbewehrtem Beton hohe Festigkeiten

[1] VON DEN BRINCKEN: Neuere Erfahrungen mit dem Eisenbetonverbundausbau von Breil. Glückauf 1925 S. 1109.

erzielen und außerdem haben sich Unterhaltungsarbeiten bei Stahlbeton als äußerst schwierig und wenig wirksam erwiesen.

124. — Der Betonformsteinausbau ist für die Schächte der Zeche Walsum in Duisburg-Hamborn innerhalb des Steinkohlengebirges angewandt worden (Abb. 141). Die 15,5 cm hohen und 45 cm langen Steine sind an der Vorderseite 24,5 cm und an der Rückseite 27,5 cm breit. Außerdem wird zwischen Betonformsteinmauerwerk und Gebirge eine 10 cm dicke Betonschicht eingefüllt. Den auch bei Betonformsteinen gegenüber Ziegelsteinen vorhandenen Nachteil der schwierigen Ausbesserung und geringen Nachgiebigkeit hat man durch Einschaltung von 0,50 m starken Ringen aus Ziegelsteinmauerwerk zu beseitigen versucht, die in Abständen von 12 m das Betonformsteinmauerwerk unterbrechen.

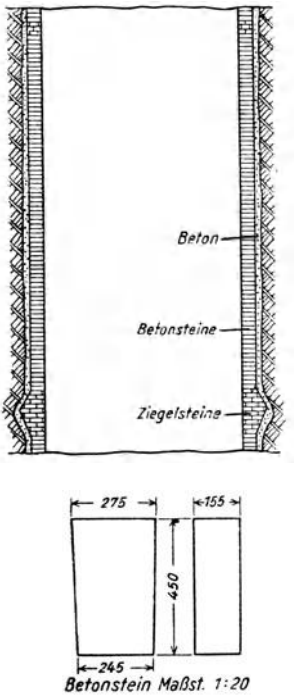


Abb. 141. Betonformsteinausbau der Walsum-Schächte

Die Vorteile des Betonformsteinausbaus sind in der durch die größere Druckfestigkeit der Steine ermöglichten geringeren Wandstärke, in dem geringeren Aushub, also in niedrigeren Abteufkosten, sowie in einem schnelleren Einbringen des Ausbaus zu erblicken.

c) Der Tübbingausbau

125. — Einleitende Bemerkungen. In allen Gruben ohne Deckgebirge oder mit wasserdurchlässigem Deckgebirge ist ein wasserdichter Ausbau nicht notwendig, da durch den Abbau das Wasser im allgemeinen ohnehin in die Grubenbaue gezogen wird. Häufig ist aber ein Deckgebirge vorhanden, das außer wasserdurchlässigen auch wasserstauende Schichten enthält, so daß der größte Teil des Deckgebirgswassers, vorausgesetzt, daß der Schachtausbau ebenfalls dicht ist, ferngehalten werden kann. Dieses gilt z. B. für das mittlere, nördliche und westliche Ruhrgebiet, für das Aachener, das Limburgische und das Kohlenrevier der Campine sowie für den Kalibergbau.

Wenn auch die in besonderer Weise ausgeführte Mauerung eine befriedigende Wasserdichtigkeit bis zu etwa 200 m Teufe erreichen läßt, so ist doch der mit Hinterfüllungsbeton versehene Tübbingausbau die wasserdichteste Schachtauskleidung. Insbesondere trifft dies für mittlere und große Teufen zu. Der Tübbingausbau setzt sich aus Ringteilen (Tübbingen) zusammen, die zu einem vollen Ring zusammengesetzt werden. Die aus einzelnen Ringteilen bestehenden Schachtringe werden im Schacht übereinander aufgebaut oder untergehängt und mit einem kräftigen Betonmantel hinterfüllt. Es entsteht somit eine geschlossene Tübbing-Betonsäule, die die Schachtauskleidung darstellt. Als Werkstoff für die Tübbinge wurde

bisher durchweg Gußeisen benutzt. Neuerdings gibt es auch Walzstahl-Tübbinge.

126. — Der englische Gußeisentübbing. Man unterscheidet den englischen und den deutschen Gußeisentübbing. Englische Tübbinge sind bei uns seit der Jahrhundertwende nicht mehr eingebaut worden. Jedoch steht eine größere Zahl von Schächten noch in diesem Ausbau, der älteste von ihnen seit etwa 100 Jahren. Die englischen Tübbinge besitzen (Abb. 142) äußere Flanschen *f*, so daß die innere Schachtwand glatt ist. Neben den Flanschen sind gewöhnlich noch Verstärkungsrippen *r* und r_1, die senkrecht und waagerecht verlaufen, und Ansätze *a* zum Abstützen der Flanschen vorgesehen. Die englischen Tübbinge besitzen keine bearbeiteten Flanschenflächen. Diese bleiben vielmehr in dem Zustand, wie er sich beim Gießen ergibt. Das hat zur Folge, daß die Tübbinge stets mehr oder weniger schiefwinklig sind und die Seiten nicht völlig parallel verlaufen. Die Dichtung erfolgt durch Holzbrettchen und Holzkeile, die in die senkrechten und waagerechten Fugen eingetrieben werden. Um ein Ausweichen der Brettchen zu vermeiden, sind die Segmente an je zwei Seiten mit vorspringenden Leisten versehen (*l* in Abb. 142). Infolge der Holzzwischenlagen, deren Stärke 25 mm beträgt, ist der englische Tübbingausbau etwas nachgiebig. Die Hinterfüllung der englischen Tübbinge pflegt nur aus Ziegel- und Bergekleinschlag zu bestehen, ist also ebenfalls nachgiebig. Da die Segmente stets voneinander getrennt bleiben, werden sie nur auf Druck, nicht auf Zug beansprucht. Als besonderer Nachteil der englischen Tübbinge wird bei uns die Tatsache empfunden, daß sie innen glatt sind. Die Schachteinbauten müssen also auf angegossenen Konsolen verlegt werden, während dazu beim deutschen Tübbing die zum Schachtinnern liegenden Flanschen dienen.

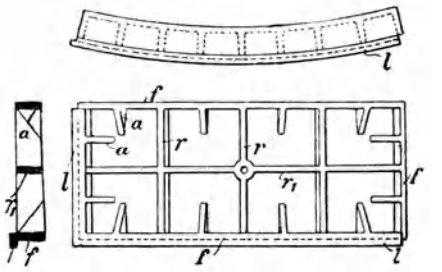


Abb. 142. Englischer Tübbing

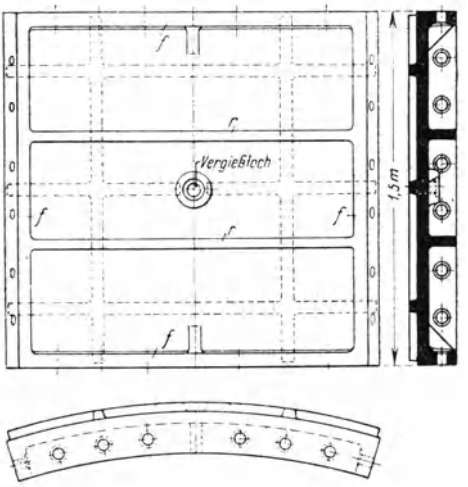


Abb. 143. Deutscher Tübbing

127. — Der deutsche Gußeisentübbing. Die deutschen Tübbinge, die nach DIN 21501 genormt sind und bisher in etwa 160 Schächten eingebaut wurden, weisen innen je zwei senkrechte und waagerechte Flanschen *f* von 120 mm Breite und 50—130 mm Dicke sowie zwei waagerechte Verstärkungsrippen *r* auf (Abb. 143). Auf der Außenseite haben sie zur Erhöhung der Haftung des zwischen Tübbingsäule und Gebirge einzubringenden 40—60 cm starken Hinterfüllungsbetons 2—3 senkrechte und 3 waagerechte Rippen von 35 mm Höhe und 50 mm Kopfbreite. Zum Nachzementieren kann in den Segmenten je ein Vergußloch vorgesehen werden. Die Druckfestigkeit

des Gußeisens hat den hohen Wert von 7500 kg/cm², seine Zugfestigkeit beträgt 1800 kg/cm². Ein Nachteil des Gußeisens ist seine geringe Dehnungsfähigkeit, während seine durch die „Gußhaut" hervorgerufene Korrosionsfestigkeit als besonderer Vorteil zu werten ist[1]. Die Ringteile werden mit bearbeiteten Flanschenflächen geliefert, so daß sie genau zusammenpassen und unter Anwendung einer Bleidichtung starr miteinander verschraubt werden können.

Da die Schrauben auf Abscherung beansprucht werden können und für ihre Widerstandsfähigkeit die Streckgrenze maßgebend ist, sollte man sie so dick wie möglich wählen.

Bei der Herstellung der Tübbinge muß insbesondere Lunkerbildung, die beim Gießen eintreten kann, vermieden werden. Jede Tübbinglieferung ist daher sorgfältig zu prüfen. Wegen der hierbei einzuschlagenden Verfahren sei auf die Normblätter DIN 21501, 50109 und 50110 verwiesen.

Während die englischen Tübbinge nur 300—700 mm hoch zu sein pflegen, beträgt die Höhe der deutschen Ringteile gewöhnlich 1,5 m. Die Breite der Ringteile im Verhältnis zur Höhe ergibt sich aus der Abb. 143.

Die Wandstärke der Gußtübbinge richtet sich nach der Teufe und nimmt mit ihr zu. Aus gußtechnischen Gründen, insbesondere zur Vermeidung der Lunkerbildung, geht man nicht gern über 100 mm hinaus. Als geringsten Wert wählt man 25 mm.

128. — Der Stahltübbing. Außer aus Gußeisen können Tübbinge aus Stahlguß oder Walzstahl hergestellt werden. Stahlguß, der die gleiche Druckfestigkeit, aber eine 3—4fach höhere Biegefestigkeit als Gußeisen besitzt, ist nur einmal, und zwar 1922 beim Schacht Hannover in Bochum, verwandt worden. Er hat eine durch den Gebirgsdruck bewirkte Verformung der Schachtröhre von 6 m auf 6,08 m und auf 5,87 m Durchmesser ohne Bruch ertragen.

Ein neuer Vorschlag der Fa. Friedr. Krupp, Maschinen- und Stahlbau, Rheinhausen, geht dahin, Walzstahl zu wählen, und zwar St 52[2]. Jedes Segment ist ebenso hoch wie bei Gußeisen, also 1,5 m, jedoch breiter, so daß weniger Tübbinge je Ring benötigt werden, z. B. 8 bei einem lichten Schachtdurchmesser von 7,2 m. An allen vier Seiten sind Flanschen angeschweißt, die 100 mm nach innen vorstehen. Segmente und Ringe werden wie bei Gußeisentübbingen an den Flanschen durch Schrauben miteinander verbunden. Die Zahl der Schrauben ist jedoch höher, da die Verstärkungsrippen wegfallen. Die Dichtung der Fugen zwischen den Segmenten und Ringen wird ebenfalls durch 3 mm starke, zwischen die Flanschen eingelegte Bleistreifen vorgenommen. Die Wandstärke der Walzstahltübbinge beträgt je nach Teufe 20—60 mm (Abb. 144). Sie findet ihre obere Grenze in der mit wachsender Wandstärke zunehmenden Schwierigkeit, die Flanschen anzuschweißen. Jede Schweißnaht pflegt sorgfältig geprüft zu werden, was mittels Ultraschall und anderen Verfahren zuverlässig möglich ist. An der

[1] Moihr, F.: Die Feststellung der Standsicherheit alter Schächte und ihre Bedeutung für den schachtnahen Abbau. Bergbau-Wiss. 1955 S. 160; — ferner: F. Eisfnsteckfn: Korrosion und Korrosionsschutz von Eisen und Stahl in zutage ausgehenden Schächten. Bergbauarchiv 1946 S. 58.

[2] Link, H.: Festigkeitsuntersuchungen eines Stahl-Beton-Verbundschachtausbaus mit einfacher Tübbingsäule. Techn. Mitt. Krupp 1955 S. 10.

hinteren Tübbingwand sind Leisten angeschweißt, in die Verankerungselemente eingesteckt werden. Sie verbessern die Haftung zwischen Beton und Tübbingwand.

Als Vorteile der Stahltübbinge, die zum erstenmal 1956 bei den beiden Rossenray-Schächten am linken Niederrhein eingebaut wurden, gelten: 1. Die Verformbarkeit des Stahls, durch die er den infolge ungleichförmiger Belastungen hervorgerufenen Biegezugspannungen besser gewachsen ist als Gußeisen. 2. Die Verankerung zur Herbeiführung eines festen Verbundes zwischen Stahl und Beton. 3. Die Möglichkeit, beschädigte Tübbinge durch Schweißen wieder instand zu setzen.

Walzstahl ist teurer als Gußeisen. Da jedoch wegen der besseren Festigkeitseigenschaften des Stahls etwa 40—50% an Gewicht gespart wird, gleicht sich der Preisunterschied meistens wieder aus. Dem Nachteil der im Vergleich zu Gußeisen höheren

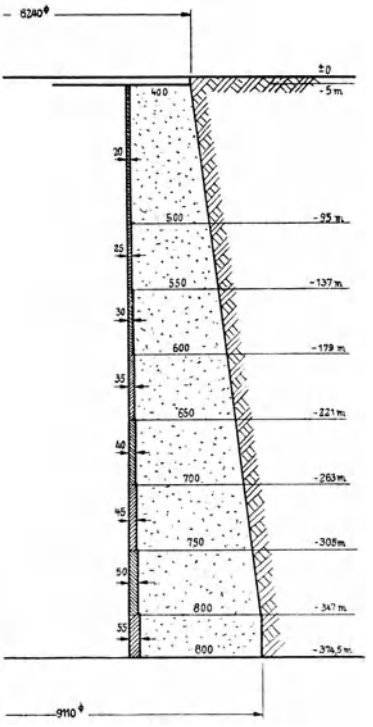


Abb. 144. Schematischer Querschnitt durch den Ausbau des Gefrierschachtteils der Rossenray-Schächte

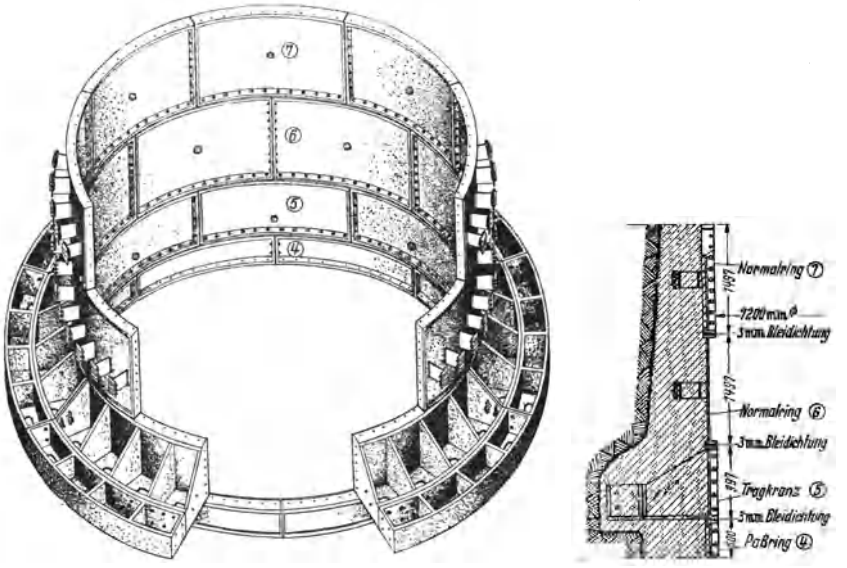


Abb. 145. Ansicht und Schnitt des Walzstahltübbingausbaus von Krupp

Korrosionsanfälligkeit des Stahls wird durch sorgfältigen Anstrich u. dgl. begegnet.

Abb. 145 zeigt eine raumbildliche Darstellung, die in ihrem unteren Teil einen Paßring und einen Keilkranz erkennen läßt sowie zwei auf ihn gesetzte Normalringe. Jedes Tübbingsegment ist in oberen Teufen mit einer, in größeren Teufen mit zwei Reihen von Verankerungen versehen.

Abb. 145 gibt den vorbeschriebenen Ausbau auch im Schnitt wieder. Er läßt insbesondere die Bleidichtungen, den Keilkranz und die Lage des abscherbaren Außenringes des Keilkranzes erkennen.

129. — Der Einbau der Tübbinge von unten nach oben. Die Tübbinge werden meist von unten nach oben satzweise eingebaut, da es dabei möglich ist, den stets erforderlichen Hinterfüllungsbeton Ring für Ring als Rüttelbeton einzubringen und ihm dadurch eine Druckfestigkeit von 600 kg/cm² oder mehr zu geben. Die Betonwandstärke nimmt mit wachsender Teufe von etwa 40 cm auf etwa 60 cm zu. Die Tübbinge werden einzeln und lose nebeneinandergesetzt und dann zu Ringen zusammengeschraubt. Damit keine durchlaufenden senkrechten Fugen entstehen, versetzt man die Tübbinge der verschiedenen Ringe gegeneinander. In den waagerechten und senkrechten Fugen liegen mit Drucklufthämmern verstemmte Bleistreifen *d* (Abb. 146). Da das Wasser manchmal bis zu den Schraubenlöchern gelangt und durch diese in den Schacht treten könnte, sucht man sie noch besonders abzudichten. Es geschieht dies durch Bleiringe *b*, die oben und unten um die Schraubenbolzen gelegt und beim Anziehen der Muttern durch die konischen Ausdrehungen in den Flanschen und in den Unterlegescheiben *s* gegen die Bolzen gepreßt werden.

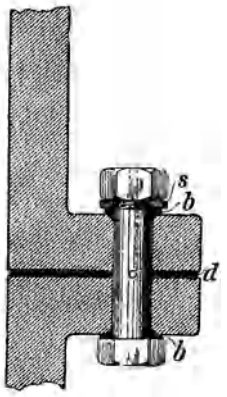


Abb. 146. Dichtung der Schraubenlöcher beim Tübbingausbau

Der erste Ring jedes Satzes muß sorgfältig eingelotet werden. Außerdem ist wichtig, daß der Anschluß an den nächstoberen, bereits eingebrachten Satz gut gelingt. Voraussetzung hierfür ist ein genaues Einmessen der Entfernung zwischen den untersten Ringen zweier Sätze. Der letzte Ring ist der „Paßring". Er besitzt im Vergleich zu einem normalen Ring dickere waagerechte Flanschen. Diese läßt man bei der Herstellerfirma nach Bedarf so auf Maß abdrehen, daß der Paßring als Anschlußring genau eingesetzt werden kann. Wie der obere Anschluß beim Aufbau von unten nach oben hergestellt wird, ist aus der Abb. 148 zu ersehen. Damit weitgehend vom Rüttelbeton Gebrauch gemacht werden kann, wird der unterste Ring (*v*) jedes Satzes zunächst vorläufig eingebracht und der endgültige Ring (*e*) erst in Verbindung mit dem nächsten eingebaut. Nur dieser braucht dann in geringfügigem Maße mit Gußbeton hinterfüllt zu werden.

Im Notfall kann der Anschluß auch durch Verkeilen einer zwischen zwei Ringen oder einem Ring und dem Keilkranz verbleibenden Fuge von 20 bis 40 mm stattfinden. Diese Verkeilung (Horizontalpicotage) darf nicht, wie dies bei einer einfachen Tübbingsäule geschehen könnte, durch den

äußeren Wasserdruck in den Schacht zurückgetrieben oder hinausgeschleudert werden. Sie wird daher durch Vorbau eines starken Flachstahlringes gesichert.

Es können durchschnittlich 4—5 Ringe je Tag eingebaut, also 6—7,5 m Schachtausbau fertiggestellt werden.

130. — Das Unterhängen der Tübbinge. Das Unterhängen von Tübbingen wendet man an, wenn die Schachtstöße aus schwer gefrierbaren Schichten (Ton, Braunkohle) bestehen oder diese sich infolge zu geringer Druckfestigkeit der Frostwand in den Schachtquerschnitt hineinschieben. Das früher beim Unterhängen übliche Einbringen des Hinter-

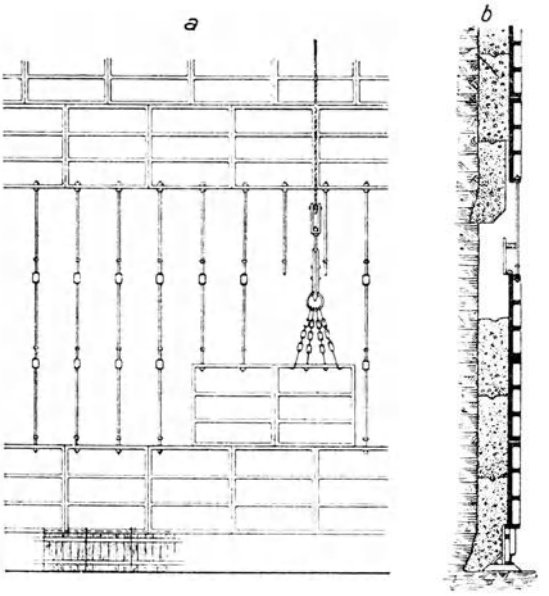


Abb. 147a u. b. Unterhängen der Tübbinge in kurzen Absätzen

füllungsbetons als Gußbeton wird heute jedoch abgelehnt, da mit Gußbeton nur Druckfestigkeiten von etwa 300 kg/cm² zu erreichen sind und die Gefahr des Auftretens von Hohlräumen oder von Wasseransammlungen besteht. Dagegen ist ein von H. Bierwisch[1] angegebenes Verfahren zu empfehlen, das ein absatzweises Unterhängen von Schachtgußringen unter Anwendung von Stampf- oder Rüttelbeton an Stelle von Gußbeton zur Hinterfüllung gestattet. Wie Abb. 147a zeigt, werden hierbei die Ringe mit Hilfe von Distanzstangen im genauen Abstand vom vorherigen Satz eingehängt. Zwischen dem untersten Ring jedes Satzes und der Schachtsohle erlaubt eine Holzverschalung das Einbringen eines Stampfbetonfußes, auf den der weitere Stampfbeton Ring für Ring eingebracht wird. Vor Einbau des obersten Ringes *e* in Abb. 148 des nächsten Satzes kann wieder mit Hilfe einer Holzverschalung (Abb. 147b) der Stampfbeton von unten her an diesen

[1] DRP. 684791.

Betonfuß angeschlossen werden. Vergußbeton benötigt man dann nur noch für einen restlichen schmalen Ringraum.

Keilkränze und Tragkränze werden in gleicher Weise wie beim Aufbau einer Tübbingsäule eingefügt.

131. — Keilkränze. Ein Keilkranz ist ein aus gußeisernen oder stählernen Teilstücken von 500—700 mm Höhe und 400—750 mm Breite zusammengebauter Ring, dessen lichte Weite der lichten Weite des Schachtes entspricht. Die einzelnen Ringteile sind, wie es die Abb. 148 zeigt, hohl

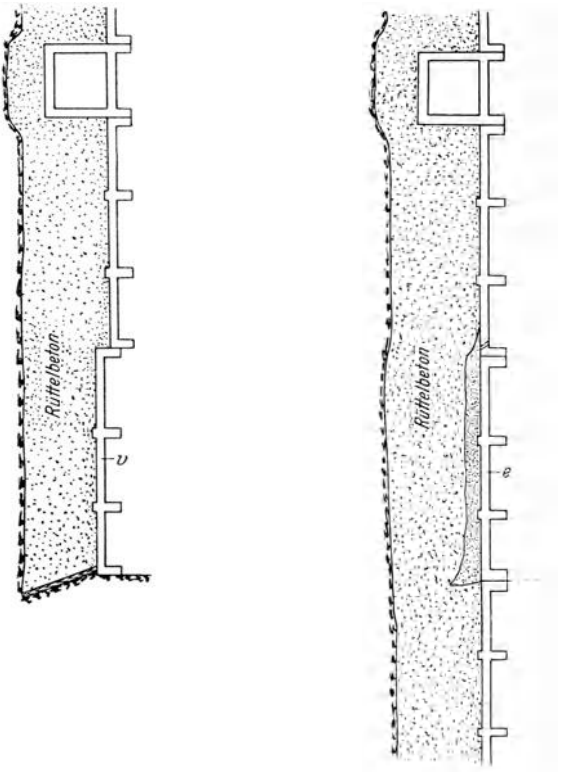


Abb. 148. Anschluß der Ausbausätze

gegossen. Um die Verbindung der Ringteile untereinander zu ermöglichen, sind sie mit Schraubenlöchern versehen.

Keilkränze haben mehrere Aufgaben. Meist dienen sie — insbesondere in schwimmendem Gebirge — zur Versteifung der Ausbausäule, erfüllen diesen Zweck aber nur dann, wenn ihr gegenseitiger Abstand den 5—6fachen inneren Schachtdurchmesser nicht übersteigt. Außerdem sollen sie die sichere Verlagerung des Schachtausbaus ermöglichen und gleichsam den Fuß bilden, mit dem sich die Auskleidung auf das Gebirge stützt. Alsdann ist zuweilen ihre weitere Aufgabe, zu verhindern, daß das hinter der Schachtwandung stehende Wasser unterhalb des Keilkranzes in den Schacht treten kann.

Die lediglich der Versteifung dienenden Keilkränze werden unabhängig von der Art des Gebirges in Entfernungen von 25—40 m voneinander gelegt. Neuerdings besteht die Neigung, sich mit Keilkränzen dieser Art zu begnügen und solche zu vermeiden, welche die Tübbingsäule mit dem festen Gebirge verbinden. Es geschieht dies in der Absicht, Abbaueinwirkungen auf den Schacht und durch sie hervorgerufene Streckungen und Stauchungen der Schachtröhre zu verringern. Soll ein Keilkranz dagegen der Verlagerung oder dem Wasserabschluß dienen, so muß das Gebirge, in das er gelegt wird, fest und wasserstauend sein. Der Abstand, in dem solche Keilkränze gelegt werden, schwankt daher in weiten Grenzen.

132. — Herrichtung des Keilkranzbettes, Legen und Verkeilen des Keilkranzes. Die der Versteifung des Schachtausbaus dienenden Keilkränze werden in den im Ausbauplan vorgesehenen Abständen in der gleichen Weise eingebracht wie die gewöhnlichen Ringe. Soll dagegen der Keilkranz als Unterlage dienen, auf der die Tübbingsäule aufgesetzt wird, oder dient er zugleich oder für sich allein dem Wasserabschluß nach unten, so wird durch Betonieren oder Mauerung (Abb. 149) ein besonderes Keilkranzbett hergestellt.

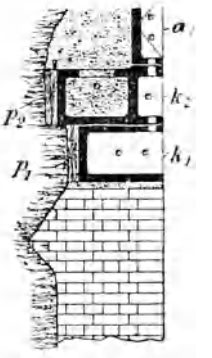


Abb. 149. Doppelter Keilkranz mit Holzpicotage

Auf dem Keilkranzbett werden die Teilstücke k_1, k_2 zu einem Ring zusammengelegt, dessen waagerechte Lage mittels einer Wasserwaage wiederholt nachgeprüft wird. Nach Zwischenlegen einer Bleidichtung werden sie miteinander verschraubt. Der Raum zwischen dem äußeren Kreisrand der Segmente und dem Gebirgsstoß wird in der Regel mit Beton verfüllt. Dient der Keilkranz dagegen zum Wasserabschluß, so muß dieser Zwischenraum mit Holzklötzchen p_1, p_2 und Bretterstückchen möglichst dicht ausgefüllt und sodann verkeilt *(picotiert)* werden. Das bedeutet, daß man rundherum in mehrfach wiederholter Kreislinie zunächst Flachkeile und sodann Spitzkeile (picot = Spitzkeil) aus Pitchpineholz und schließlich aus Stahl so lange in die Holzlage eintreibt, wie dies noch irgendwie möglich ist. Nach beendigtem Verkeilen soll ein völlig wasserdichter Anschluß des Keilkranzes an das Gebirge erzielt sein.

Die Herstellung des Keilkranzbettes, das Legen des Keilkranzes und das Verkeilen pflegen einen Zeitraum von 2—3 Tagen in Anspruch zu nehmen.

133. — Verstärkungsringe. Wo nur eine Verstärkung der Gußringsäule gegen einseitigen Druck und gegen Knickgefahr erwünscht ist, baut man an Stelle der Keilkränze in Abständen von 7,5—15 m oder zwischen die Keilkränze Verstärkungsringe ein, die nach außen hin vorspringen und wie die Gußringsäule mit Beton hinterfüllt werden. Die Form dieser Verstärkungsringe ist diejenige eines schmalen Keilkranzes.

134. — Die doppelte Tübbingsäule. Die mit der Herstellung dickwandiger Gußringteile verbundenen Schwierigkeiten werden in der Regel dadurch vermieden, daß von einer bestimmten Schachtteufe ab die Wandstärke unterteilt und an Stelle einer einzigen eine doppelte Gußtübbingsäule mit einer Betonzwischenfüllung und einer Betonhinterfüllung hochgeführt wird.

Zuerst hat man in tiefen Gefrierschächten diesen Gedanken verwirklicht und konnte es hier mit um so größerem Nutzen tun, als während der Zeit des Abteufens unter dem Schutz der Frostmauer die äußere, durch Unterhängen eingebrachte Gußringwand allein schon zur Sicherung des Schachtes genügt. Nach dem Einbau der Außensäule wird die innere Tübbingsäule hochgeführt und gleichzeitig der Zwischenraum mit Beton ausgestampft. Beide Säulen werden auf verschiedenen Keilkränzen verlagert.

135. — Die Beanspruchung und Bemessung des Tübbing-Beton-Verbundausbaus von Schächten. Es ist allgemein üblich, die in wasserführendem Gebirge auf Schachtauskleidungen als Grundbelastung wirkenden Kräfte in den *Wasserdruck* und den eigentlichen *Gebirgsdruck* zu zerlegen. Beides sind radial zur Schachtröhre gerichtete Kräfte, die am ganzen Umfang des Ausbaus gleich groß angenommen werden können, sofern das Gebirge flach geschichtet und von Abbauwirkungen oder Fließbewegungen frei ist.

In standfestem, wasserführendem Gebirge entspricht die Grundbelastung dem hydrostatischen Druck des die Schachtröhre umgebenden Wassermantels. Dieser Druck nimmt um 1 kg/cm² auf 10 m Teufe zu, ist also $P_w = \frac{H}{10}$ (kg/cm²), wenn die Teufe H in m eingesetzt wird.

Im nicht standfesten Gebirge tritt zum Wasserdruck ein zentrisch wirkender Gebirgsdruck. Seine Größe hängt von der Art der Gebirgsschichten ab und wird in jüngerer Zeit für alle Teufen mit dem 0,3fachen Betrag des hydrostatischen Druckes angegeben[1]. Hieraus ergibt sich der allseitig und radial wirkende Gesamtdruck im wasserführenden, nicht standfesten Gebirge zu $P_g = 1{,}3 \cdot \frac{H}{10}$ (kg/cm²).

Während der Gebirgsdruck beim Tübbing-Beton-Verbundausbau am äußeren Umfang des Betonmantels angreift, ist die Angriffsfläche des Wasserdrucks umstritten. Mohr[2] geht davon aus, daß sich der Beton beim Schachtausbau nicht wasserundurchlässig herstellen oder im Laufe des Betriebes wasserundurchlässig erhalten läßt. Das Wasser drückt sich mit der Zeit durch den Beton bis auf die Außenfläche der Tübbingsäule und belastet diese schließlich mit dem vollen hydrostatischen Druck, wenn die wasserführenden Poren auf der äußeren Wandung der Tübbinge untereinander Verbindung haben.

Schultz-Grunow legt seinen Betrachtungen[3] das Darcysche Gesetz zugrunde, nach dem der Druckabfall in einer Sickerwasserströmung der Strömungsgeschwindigkeit proportional ist. Er kommt zu dem Ergebnis, daß je nach dem Verhältnis der Durchlässigkeit des Betonmantels zur Tübbingsäule der Ort des Lastangriffs verschieden ist.

Ist, um einen Grenzfall zu betrachten, die Tübbingauskleidung wesentlich durchlässiger als der Beton, so zehrt beim Durchströmen des Betons der Druckabfall den hydrostatischen Druck des Sickerwassers je nach seiner Größe ganz oder teilweise auf. Der hydrostatische Druck wirkt somit auf den Beton, d. h. nicht nur auf dessen Außenwand, sondern über die gesamte Wandstärke verteilt. An der Innenwandung des Betons ist das Wasser druckentlastet, so daß auf die Tübbingwandung selbst kein bzw. ein geringerer hydrostatischer Druck wirksam wird. Ist dagegen im anderen Extremfall die Tübbingwandung völlig dicht, der Beton jedoch durchlässig, so tritt ein Druckabfall innerhalb des Betons infolge des Fehlens einer Sickerströmung nicht ein. Somit lastet der gesamte hydrostatische

[1] Link, H.: Über die Verbundwirkung in Schachtauskleidungen. Glückauf 1954 S. 581.

[2] Mohr, F.: Grundlagen der Berechnung des Ausbaus von Schächten unter besonderer Berücksichtigung von Gefrierschächten. Bergbau-Archiv 1946 Bd. 2 S. 7/57.

[3] Schultz-Grunow, F.: Grundlagen der Schachtberechnung. Glückauf 1948 S. 835.

Druck auf der Außenwand des Tübbings. Bedenkt man, daß die Durchlässigkeit des Betons aus mehrfachen Gründen an verschiedenen Stellen der Schachtsäule unterschiedlich sein und außerdem durch unvorhergesehene Rißbildung vergrößert werden kann, zum anderen die Dichtigkeit der inneren Tübbingsäule ebenfalls starken Schwankungen unterliegt, so scheint eine Annahme des Angriffs des hydrostatischen Drucks an der Außenwand der Tübbinge als Grundlage für die Bemessung des Ausbaus berechtigt, und zwar um so mehr, als sie von den für die Verbundwirkung Tübbing-Beton ungünstigeren Voraussetzungen ausgeht.

Für die *Bemessung* des Tübbing-Beton-Verbundausbaus von Schächten sind verschiedene voneinander abweichende Rechenverfahren entwickelt worden, von denen dasjenige von Domke die größte Bedeutung erlangt hat[1] und auch für alle Tübbingschächte der letzten Jahrzehnte benutzt worden ist.

Der Domkesche Rechnungsgang ist ein Nachrechnungsverfahren für einen Schachtausbau, dessen Wandstärke bereits nach einfachen Faustformeln — z. B. der bekannten Kesselformel — oder Erfahrungsregeln ermittelt worden ist. Ziel der Rechnung ist aber, zu prüfen, ob der vorgesehene Ausbau ausreicht oder nicht, und in welchem Maße er verändert werden muß, damit er den weiter unten erläuterten Anforderungen genügt. Die Nachrechnung erstreckt sich auf zwei Punkte:

1. Berechnung der Sicherheit gegen Knikkung als Folge des allseitigen Außendrucks p und
2. Berechnung des möglichen einseitigen Zusatzdruckes q.

Die Berechnung der Sicherheit gegen Ringknickung erfolgt, da oberhalb eines bestimmten allseitigen Außendrucks die Ausbauröhre möglicherweise nicht mehr eine Druck-, sondern eine Knickbeanspruchung erleidet. Domke fordert als Sicherheit gegen Knickung in geringen Teufen bis 200 m $v \geqq 2{,}0$, in größeren Teufen $v \geqq 1{,}5$, wobei die Knicksicherheit ausgedrückt wird durch die Formel:

$$v = \frac{20 \cdot F}{1{,}3 \cdot H \cdot R}.$$

Hierbei bedeuten F (cm²) die im Verhältnis der Elastizitätsmoduln von Tübbingwerkstoff und Beton auf den Beton reduzierte Schnittfläche der Ausbausäule, bezogen auf 150 cm Höhe, und R (cm) den Außenradius der Verbundausbausäule. Ergänzend sei hier bemerkt, daß die Knickspannung des aus Tübbing und Beton bestehenden Ausbauringes von dessen Schlankheitsgrad λ abhängig ist. In allen praktisch durchgerechneten Fällen ergab sich, daß $\lambda \leqq 50$ ist, so daß unter Zugrundelegung von Eisenbetonverhältnissen in diesem Bereich die Knickspannung gleich der geforderten Druckfestigkeit für Beton ist. Der Ausbau wird in Teufenabständen von jeweils 100 m mit der oben angegebenen Formel durchgerechnet und verstärkt, wenn die von Domke geforderten Sicherheitswerte unterschritten werden.

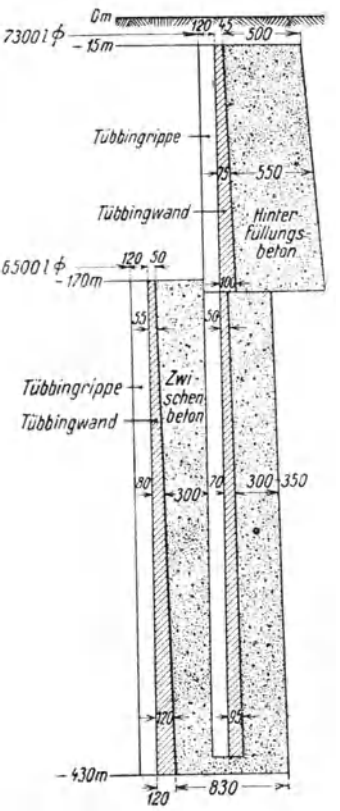


Abb. 150. Schnitt durch den Tübbing-Verbundausbau der Schächte Emil Mayrisch

[1] Vieregge, G.: Die Bemessung des Tübbing-Beton-Verbundausbaus für Schächte nach Domke. Bergbau-Archiv 1953/54 S. 47.

Bei der Errechnung des möglichen einseitigen Zusatzdrucks infolge besonderer geologischer Verhältnisse geht DOMKE von der ungünstigsten Form des Lastangriffs aus. Dieser ist dann gegeben, wenn eine einseitige Zusatzbelastung gleichbleibender Stärke auf einem Viertel des Schachtumfanges in einem Höhenbereich von 4 m wirkt. Dieser angenommene Lastangriff bewirkt neben der Biegung der Ausbauringe eine Biegung der ganzen Schachtröhre, hat also den Vorteil, daß jede in der Praxis wirklich auftretende Zusatzbelastung eine günstigere, d. h. eine den Schachtausbau weniger belastende Form haben wird.

Durch Rechnung, auf die nicht eingegangen werden soll, kann festgestellt werden, welcher einseitige Zusatzdruck bei einem gegebenen Schachtausbau zulässig ist. Das Verhältnis dieses zulässigen einseitigen Zusatzdrucks q zum allseitigen Außendruck p wird als Ungleichförmigkeitsgrad ω bezeichnet. Der Ausbau soll nach DOMKE so bemessen werden, daß in geringen Teufen eine einseitige Zusatzlast $q > 15\%$, in größeren Teufen $q > 10\%$ des allseitigen Außendrucks aufgenommen werden kann, der Ungleichförmigkeitsgrad ω also $> 0{,}15$ und $> 0{,}10$ ist.

Es wird hierbei die Ansicht vertreten, daß Knicksicherheit und Ungleichförmigkeitsgrad mit der Teufe abnehmen können, weil das Gebirge mit zunehmender Teufe wachsenden Drücken und höherer Reibung ausgesetzt und daher weniger leicht verschieblich ist. Die absolute Höhe des Zusatzdrucks wächst hingegen mit dem nach der Teufe zunehmenden allseitigen Außendruck.

Die Bemessung der Tübbing-Beton-Verbundsäule der Schächte Emil Mayrisch zeigt Abb. 150. Die Wandstärke der gußeisernen Tübbingringe nimmt von 45 mm auf 100 mm in 170 m Teufe zu. Ab 170 m Teufe ist eine doppelte Tübbingsäule mit Zwischenbeton eingebracht, deren Wandstärken mit der Teufe auf 120 mm und 95 mm anwachsen. In gleicher Weise wird die Betonhinterfüllung verstärkt.

B. Der Ausbau mit Gevierten aus Holz oder Stahl und der Ausbau mit Stahlringen

136. — Vorbemerkung. Der Ausbau mit hölzernen oder stählernen Gevierten sowie der Ausbau mit Stahlringen ist im allgemeinen ein „offener" Ausbau, vergleichbar mit dem Rahmen-, Bogen- oder Ringausbau in Strecken, und kein geschlossener Ausbau wie der in Mauerung, Beton oder Tübbingen. Der Gebirgsdruck wird in der Hauptsache nur an den Stellen auf den Ausbau übertragen, an denen sich die Gevierte oder Ringe befinden. Zwischen ihnen wird in der Regel Verzug eingebracht, der lose Schalen zurückhalten soll, aber je nach seiner Widerstandsfähigkeit auch größere Drücke den Gevierten oder Ringen zuleiten kann.

Verbreitet ist dieser Ausbau in den Blindschächten aller Bergbauzweige und in Hauptschächten, wenn diese in standfestem Gebirge stehen, wenig unter Abbauwirkungen zu leiden haben und nur einen mäßigen Querschnitt aufweisen. Im Erzbergbau, Dachschiefer- oder Flußspat-Bergbau ist dies vielfach der Fall.

a) Der Geviertausbau in Holz

137. — Allgemeines. Ein „Geviert" besteht aus einem aus vier Hölzern zusammengesetzten rechteckigen Rahmen. Die langen Hölzer des Rahmens heißen Jöcher, die kurzen werden Kappen (auch kurze Jöcher oder Heithölzer) genannt. Die Verbindung der einzelnen Hölzer zu Gevierten muß sowohl den Seitendruck als auch die nach oben oder unten gerichteten Schubkräfte aufzunehmen gestatten. Das ermöglichen Verblat-

tungen, für welche die Abb. 151 und 152 Beispiele geben. Die einfachste Verblattung ist diejenige nach Abb. 151, bei der jedes Holz sich mit einem Zapfen in einen Einschnitt des anderen legt (vgl. Abb. 153). Die Stärkeverhältnisse zwischen den beiderseitigen Zapfen sind nach der Richtung des stärksten Seitendrucks zu bemessen. Größere Sicherheit gegen Schiefstellung der Hölzer gegeneinander gewährt die zusammengesetzte Verblattung nach Abb. 152, bei der zu der waagerechten noch eine senkrechte

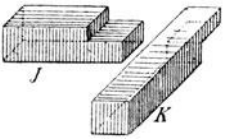


Abb. 151. Einfache Verblattung

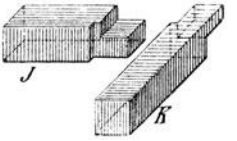


Abb. 152. Zusammengesetzte Verblattung

Verblattung hinzutritt. Die Hölzer werden scharfkantig zugeschnitten oder auch rund benutzt und bei Querschnitten von 16×16 cm bis 24×24 cm um so stärker gewählt, je größer der Querschnitt des Schachtes und der zu erwartende Gebirgsdruck ist. Man bevorzugt für wichtigere Schächte Eichenholz; aber man findet auch häufig Kiefern- oder Fichtenholz. Bei stärkerem Einfallen der Schichten pflegt man den kurzen Stoß in das Gebirgsstreichen zu legen, weil dann die größere Biegebeanspruchung auf die kürzeren Hölzer wirkt.

138. — Bolzenschrot- und ganze Schrotzimmerung. Bei der meistens verwendeten *Bolzenschrotzimmerung* liegen die einzelnen Gevierte in einem gewissen Abstand übereinander und sind durch Bolzen verstrebt. Zur Herbeiführung einer gewissen Nachgiebigkeit können die Bolzen auf Quetschhölzer gestellt werden (vgl. Abb. 153). Der Abstand der Gevierte beträgt meist 1 m, geht aber bei druckhaftem Gebirge bis auf 30 cm herunter. In Abständen von 5—10 m werden zu ihrer Entlastung Traghölzer in das Gebirge eingebühnt. Die Gebirgsstöße werden durch einen Verzug aus Eichen- oder Kiefernholzbrettern gehalten.

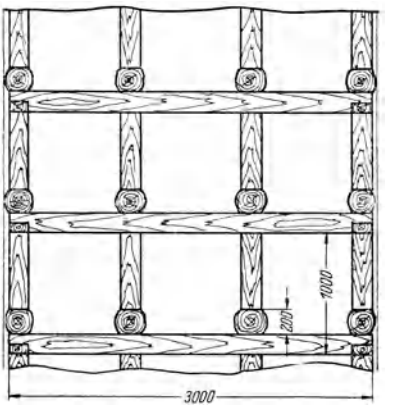


Abb. 153. Bolzenschrotzimmerung

Bei der *ganzen Schrotzimmerung* wird ein Geviert auf das andere gelegt. Sie ist widerstandsfähiger, jedoch wesentlich teurer. Ein Verzug der Stöße erübrigt sich.

In festem Gebirge erfolgt das Abteufen und Ausbauen des Schachtes absatzweise, d. h. der Schacht wird zunächst ein Stück abgeteuft und sodann der Ausbau von unten nach oben eingebracht. Ist das Gebirge nicht widerstandsfähig, so wendet man die Unterhängezimmerung an. Es wird

hierbei die Schachtsohle jedesmal nur so weit niedergebracht, daß ein neues Geviert eingebaut werden kann, das vorläufig durch stählerne Klammern am nächsthöheren Geviert aufgehängt wird.

Zur Verstärkung der langen Jöcher dienen in der Regel die Einstriche, die außerdem für die Einteilung der Schachtscheibe in die einzelnen Trumme benutzt werden. Ihre Verbindung mit den Jöchern erfolgt in der Regel durch Verschwalbung oder Verblattung (Abb. 154 und 155).

139. — Anwendbarkeit, Vor- und Nachteile. Der Holzausbau eignet sich nur für rechteckige Schächte. Er ist in Blindschächten bis 12 m² Querschnittsfläche weit verbreitet, jedoch in Abnahme begriffen. In Hauptschächten des deutschen Steinkohlenbergbaus ist er verboten. Häufiger findet er sich noch auf Erzgruben sowie im Braunkohlentiefbau, wo man

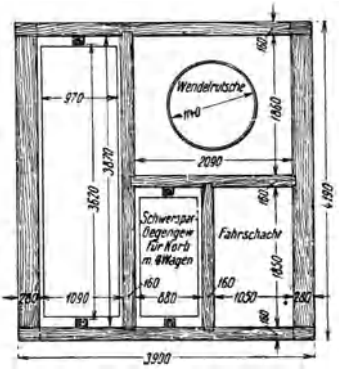


Abb. 154. Verblattung des Schachtaus- und -einbaus in einem Blindschacht

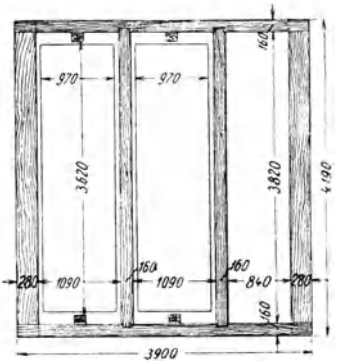


Abb 155. Verblattung des Schachtaus- und -einbaus in einem Blindschacht

zuweilen mit engen Schächten von geringer Teufe und Lebensdauer auskommt.

Die Vorteile des Holzausbaus bestehen in seinen niedrigen Anlagekosten, die 20—30% unter dem Stahlausbau und etwa 50% unter dem Ausbau in Mauerung liegen. Auch ist er leicht einzubringen und auszuwechseln. Eine begrenzte Nachgiebigkeit, besonders in senkrechter Richtung, ist ihm eigen. Nachteilig ist seine Brennbarkeit und seine Fäulnis bei mehr als 87% relativer Feuchte, doch kann letzterer durch Tränkung wirksam entgegengearbeitet werden. Schließlich gibt seine geringe mechanische Widerstandsfähigkeit, besonders in Blindschächten des Steinkohlenbergbaus, zu vielfach umfangreichen Ausbesserungsarbeiten Anlaß.

b) Der Profilstahlausbau

140. — Einleitende Bemerkungen. Der Profilstahlausbau eignet sich für runde und für elliptische, aber auch für rechteckige Schächte. In Blindschächten wird er in wachsendem Maße als endgültiger Ausbau benutzt, während er in Hauptschächten meist nur als vorläufiger Ausbau dient. Er hat im Vergleich zu Holzausbau den Vorteil längerer Lebensdauer, großer Bruchsicherheit und der Unbrennbarkeit, aber den Nachteil höherer Anschaffungskosten. Auch eine Anfälligkeit bei korrosiven Wässern ist vor-

handen. Hinsichtlich der Unterhaltungsarbeiten ist zu bemerken, daß sie infolge der höheren Widerstandsfähigkeit des Stahls weniger häufig sind und daß das Auswechseln eines Stahlrahmens nicht mehr Schichten erfordert als das Auswechseln eines Holzrahmens. Im Vergleich zur Mauerung ist zu sagen, daß ein aus einzelnen Ringen bestehender Stahlausbau gleichmäßigen konzentrischen Drücken weniger gewachsen ist. Dagegen dürfte er der Mauerung bei Streckungen und Stauchungen, wie sie im Gefolge des Abbaus in der Schachtsäule auftreten, überlegen sein.

141. — Ausbau rechteckiger Schächte. Profilstahlausbau rechteckiger Blindschächte ist im holländischen Steinkohlenbergbau verhältnismäßig verbreitet. In Hauptschächten findet man ihn hin und wieder, wenn ihr Quer-

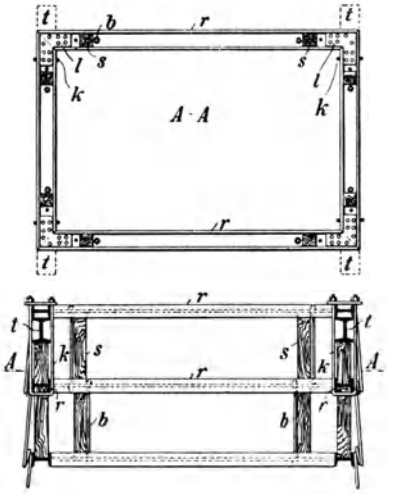


Abb. 156. Schachtgeviert aus I-Stahl

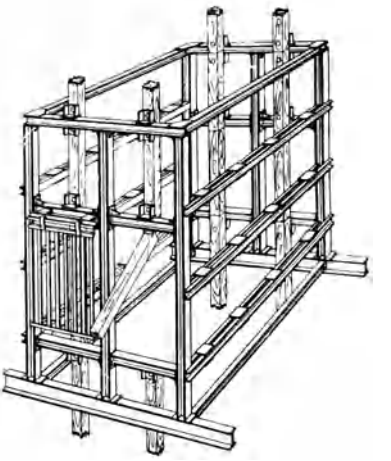


Abb. 157. Blindschachtstuhl aus Profilstahl

schnitt etwa 20 m² nicht übersteigt. Die Gevierte werden aus I-Stahl (Abb. 156), aus U-Stahl oder auch aus zwei mit den Rücken aneinandergenieteten oder geschweißten U-Stählen zusammengesetzt. Die Teile stoßen in den Ecken mit schrägem Schnitt gegeneinander und werden verlascht (Abb. 156), oder sie werden ähnlich wie Hölzer miteinander verblattet. Es läßt sich dies besonders gut machen, wenn zwei U-Stähle in der erwähnten Weise miteinander vernietet sind. Der Abstand der Gevierte voneinander richtet sich nach der Gebirgsbeschaffenheit und beträgt etwa 1 m. Um das Gewicht des Ausbaus auf das Gebirge zu übertragen, baut man entweder in Abständen Tragstücke (*t* in Abb. 156) ein, oder man verwendet ein Geviert mit verlängerten Profilstählen (Abb. 157), dessen überragende Enden in das Gebirge eingebühnt werden. Im übrigen entspricht der Ausbau dem Holzausbau. Die Einstriche lassen sich an Winkelstählen, die mit dem Geviert verschraubt werden, leicht und sicher befestigen.

Die Kosten des stählernen Ausbaus von viereckigen Schächten sind erheblich größer als die des Holzausbaus. Man kann etwa annehmen, daß bei einem Schacht von 3 m × 4 m Querschnitt und bei einer Entfernung

der Gevierte von 1 m der Stahlausbau etwa 950 DM je m kostet, wovon 700 DM für den Baustoff und 250 DM für Löhne zu rechnen sind.

142. — Ausbau runder Blindschächte[1]. Als Profile werden das GI-, das Pokal- und das Breitflanschprofil mit verstärktem Steg sowie das TH-Profil benutzt. In der Regel besteht ein Rahmen aus 4, seltener aus 5—6 Segmenten. Die Verbindung der Segmente miteinander ist entweder starr oder beschränkt nachgiebig, da sich für die Aufrechterhaltung

Abb. 158. Blindschachtstuhl, Verbindung der Ringsegmente durch Klammerlaschen

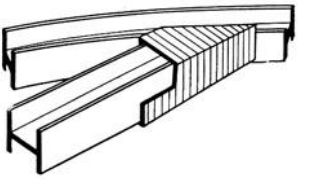
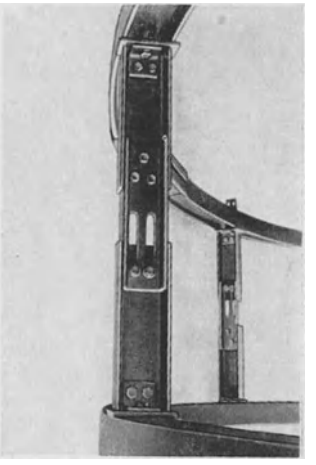


Abb. 159. Keiltaschenverbindung

der Förderung die Querschnittsform und -größe nur wenig ändern darf. Aus dem gleichen Grunde eignen sich gelenkige Verbindungen im allgemeinen nicht. Verbreitet ist die Klammerlasche, die, wenn sie nachgiebig sein soll, mit Langlöchern versehen oder als Ohrenklammerlasche ausgebildet ist. In Abb. 158 ist ein Schachtstuhl für runde Blindschächte wiedergegeben,



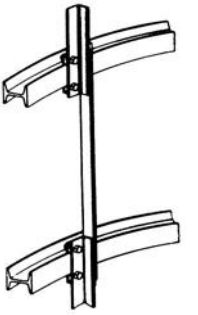


Abb. 160. Langlochverbindung der Fa. Hoffmann

Abb. 161. Winkeleisenverbindung der GHH

bei dem die Ringe aus I-Profil durch Klammerlaschen verbunden sind. Weiterhin sei die starre, unverschraubte Verbindung mit Keiltasche ge-

[1] Burckhardt, H.: Blindschachtausbau in Stahl. Glückauf 1954 S. 201.

nannt, die der in Abb. 159 wiedergegebenen Keiltaschenverbindung von Ring und Einstrich ähnlich ist.

Außer der Verbindung von Segment zu Segment ist noch eine zuverlässige seigere Verbindung von Ring zu Ring notwendig. Dazu dienen *Ringstützen*, denen während des Abteufens noch die zusätzliche Aufgabe zufällt, das Unterhängen neuer Ausbauteile zu ermöglichen. Starre Ringstützen (in Form von Stahlrohren oder Profilstählen) dürften genügen, wenn mit Abbauwirkungen, insbesondere mit Stauchungen und Streckungen, nicht gerechnet zu werden braucht. Andernfalls sind nachgiebige Ringstützen vorzuziehen, die je nach ihrer Einstellung eine Verkürzung oder Längung zulassen. In Abb. 160 ist eine U-Eisen-Langlochverbindung der Fa. A. Hoffmann, Eschweiler, und in Abb. 161 eine Winkeleisenverbindung der GHH wiedergegeben. Letztere kann unabhängig von Bohrungen oder Halterungen an beliebiger Stelle an den Segmenten befestigt werden, ein Vorzug, den auch die Ankerverbindung

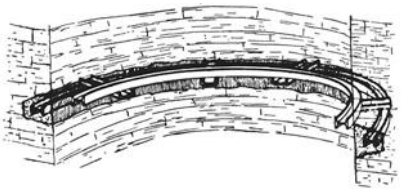


Abb. 162. Verlagerung von Blindschachtringen auf einbetonierten Tragringen

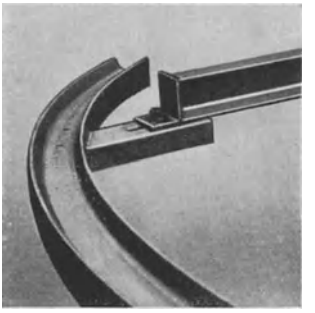


Abb. 163. Befestigung der Einstriche mittels Laschen

der Bochumer Eisenhütte aufweist. Zur Verlagerung des Blindschachtausbaus im Gebirge dienen in den Stoß einbetonierte Schachttragringe (Abb. 162). Ihr Abstand beträgt etwa 20 m.

Als *Einstriche* werden Kanthölzer, in wachsendem Maße jedoch solche aus Profilstahl benutzt. Letztere haben außer ihrer größeren Festigkeit und Unbrennbarkeit den Vorteil geringeren Querschnittbedarfs, der überraschenderweise bis 1 m² und mehr betragen kann. Die Stahleinstriche werden wie die Kanthölzer mit Bügelschrauben oder mit einem Einstrichschuh an die Ringe angeschlossen. Es kann aber auch eine starre Verschraubung an Winkeleisen, eine Verbindung durch Keiltaschen (Abb. 159) oder angeschweißte Konsolen und Laschen (Abb. 163) erfolgen. Letztere haben den Vorzug einer gewissen Beweglichkeit.

Ebenso wie beim Streckenausbau ist es auch beim Blindschachtausbau wichtig, daß die Ringe ein unmittelbares Auflager am Gebirge erhalten. Meist ist dies aber nicht möglich, sondern man muß den Raum zwischen dem Stoß und den Ringen hinterfüllen. Es geschieht dies mit Bergen oder durch das bessere, aber auch teuere Betonieren. Hierbei sollte eine magere Betonmischung gewählt werden, um sie später beim „Lüften" mit dem Abbauhammer leicht wegspitzen zu können. Als Verzug wählt man meist Bretter, Rundhölzer oder Betonplatten.

143. — Kosten des Blindschachtausbaus. Es seien als Beispiel die Kosten eines im gleichen Gestein herzustellenden Gesenks angegeben, und zwar für Ausbau in Holz, in Stahl und in Mauerung. Bei Holz- und Stahlausbau soll das Gesenk einen Ausbruchquerschnitt von 15,6 m^2 und einen lichten Querschnitt von 12,5 bzw. 13,9 m^2 erhalten. Bei Mauerung ist ein Ausbruch von 21,2 m^2 notwendig, um einen lichten Querschnitt von 13,9 m^2 zu erhalten. Je Meter kostet ein solcher Blindschacht in Holz rd. 1700 DM, in Stahl 2300 DM und in Mauerung 2500 DM. Die in diesen Summen enthaltenen Ausbau-Materialkosten betragen für Holz 450 DM, für Stahl 1000 DM und für Mauerung 600 DM. Der Preisunterschied zwischen einem in Holz oder Stahl ausgebauten Blindschacht beruht also fast nur auf den verschiedenen Materialpreisen. Bei der Mauerung fällt vor allem der größere Ausbruchquerschnitt ins Gewicht.

Besonders zu beachten ist jedoch noch, daß der Abteuffortschritt bei Mauerung nur etwa $^2/_3$ der bei Stahl oder Holz möglichen Werte zu erreichen pflegt.

144. — Vorläufiger Ausbau runder Schächte. Der Ausbau mit Stahlringen ist in Hauptschächten in der Regel ein vorläufiger Ausbau. In Blindschächten findet er sich als endgültiger Ausbau häufiger. Als vorläufiger Ausbau eignen sich Stahlringe vorzüglich zur einstweiligen Sicherung der Stöße und zum Schutze der im Schacht arbeitenden Mannschaft, wenn der Schacht später durch Mauerung oder Tübbingausbau ausgekleidet werden soll. Man setzt die Ringe aus einzelnen Bogenstücken (Segmenten) zusammen, die etwa je 3—4 m lang sind, so daß auf einen Schacht von 7 m Ausbruchdurchmesser 5—6 Stücke entfallen. Der Querschnitt der Ringe ist gewöhnlich U-förmig (N. P. 16—20). Die Enden der Bogenstücke stoßen stumpf aneinander und werden durch eingelegte Laschen und hindurchgesteckte Bolzen miteinander verbunden.

Statt der Ringe aus U-Stahl hat man gelentlich auch solche aus anderen Profilstählen, insbesondere aus Schienen oder I-Trägern benutzt. Doch eignen sich diese Formen wegen der schwierigen Herstellung der Verbindungen weniger.

Beginnt der Ausbau mit Ringen unmittelbar an der Tagesoberfläche, so muß der erste Ring an besonderen Trägern aufgehängt werden. Dieser Fall ist allerdings selten, da fast stets ein gemauerter Vorschacht hergestellt wird. Das Aufhängen der Ringe kann infolgedessen an der Mauerung selbst stattfinden. Es geschieht dies, wie Abb. 164 zeigt, an senkrecht eingemauerten Ankern h_1, von denen 10—12 Stück gleichmäßig im Mauerring verteilt werden. Die weiteren Ringe werden nur durch lose Ringhaken aneinander aufgehängt. Jeder 5. oder 6. Verzugring wird außerdem noch durch in das Gebirge eingelassene waagerechte Traghaken h_2 gehalten. Um ein Hochschießen der Ringe aus den Traghaken h_2 zu vermeiden, sieht man noch Sicherungshaken h_3 vor und verbindet durch sie die Traghaken mit den Schachtringen. Dafür verzichtet man auf die früher übliche Verbindung der Schachtringe durch angeschraubte Flach- oder Rundstähle (Distanzbolzen).

Der Verzug der Schachtstöße erfolgt heute meist mit 3 mm starken Stahlblechen oder Drahtnetzen, die durch einen zu einem Aufhängehaken umgebogenen Flachstahl verstärkt sind (Abb. 164). Es können aber auch

Holzbretter als Verzug verwendet werden. Bei der in Abb. 165a dargestellten Art werden die Bretter v von Keilen k gehalten, während sie in Abb. 165b mit aufgenagelten Klötzchen k auf den unteren Ring r aufgesetzt werden. Oder man nietet Z-Stähle an die Rückwand der Ringe und stellt die Verzugbretter in sie hinein. Um den vorläufigen Schachtringausbau, der oft Höhen bis zu 40 m erreicht, untersuchen zu können, führt man an ihm besondere Hakenfahrten hoch.

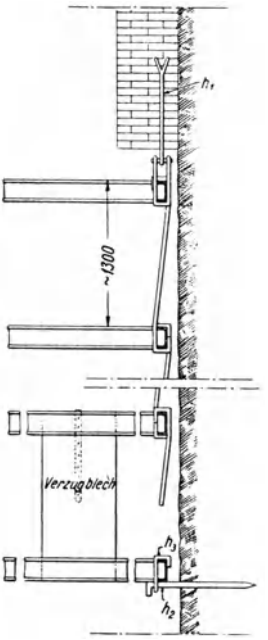


Abb. 164. Aufhängen und Sicherung des vorläufigen Schachtausbaus

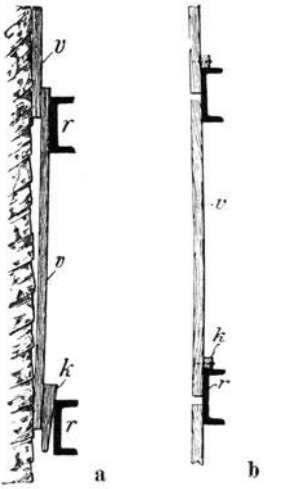


Abb. 165a u. b. Bretterverzug beim Schachtausbau

Die Ringe und der Verzug können beim Abteufen mehrfach benutzt werden, da sie beim Hochziehen der Mauerung oder beim Aufbau des Tübbingsatzes frei werden.

Neunter Abschnitt

Der Abbau

I. Vorbemerkungen

1. — Bedeutung eines vollständigen Abbaus. Gegenstand des Bergbaus sind Lagerstätten, die sich im Laufe der Erdgeschichte gebildet und sehr lange Zeiten für ihre Entstehung gebraucht haben. Ihr Vorrat ist endlich, also begrenzt. Er ergänzt sich nicht in Zeiträumen, die selbst für weitestes menschliches Planen in Betracht kommen. Infolgedessen ist es schon seit langer Zeit bergmännischer Grundsatz, die Lagerstätte möglichst vollständig abzubauen. Freilich ist ein angemessener Gewinn notwendig. Es kann grundsätzlich nicht erwartet werden, Bergbau durch Gewinnung armer Lagerstätten oder Lagerstättenteile auf die Dauer mit Verlust zu betreiben. Häufiger als vielfach angenommen wird, halten Bergbaugesellschaften mit Verlust arbeitende Gruben jedoch lange Zeit durch und gleichen den von ihnen verursachten Verlust mit Gewinnen anderer ebenfalls in ihrem Besitz befindlicher Gruben aus. Sie tun dies aus volkswirtschaftlicher und sozialer Verantwortung sowie in der Erwartung einer Besserung der Ergebnisse in der Zukunft.

Wird dagegen der Abbau auf die wertvollsten Lagerstättenteile beschränkt, um schnell einen reichlichen Gewinn zu erzielen, und auf den späteren Betrieb keine Rücksicht genommen, so spricht man von Raubbau. Sogar eine Vernachlässigung der Untersuchungs-, Aufschluß- und Ausrichtungsarbeiten kann als Raubbau betrachtet werden[1]. Der jeweilige Stand der Berg- und Aufbereitungstechnik sowie die Ertragslage machen erst ein Urteil darüber möglich, ob im Einzelfall Raubbau vorliegt oder nicht.

In diesem Zusammenhang sei bemerkt, daß sogar der Abbau eines Flözes mit unverhältnismäßig hohen Flözbetriebskosten noch lohnend sein kann. Es ist dies dann der Fall, wenn ein solches Flöz zwischen mehreren günstiger ausgebildeten Flözen auftritt und so sein Abbau das Vordringen in größere Teufen verlangsamt. Ferner falls die Kosten für Ausrichtung, Unterhaltung, Wasserhaltung, Förderung, Aufsicht und Verwaltung ganz oder zum Teil von der übrigen aus besseren Flözen stammenden Förderung getragen werden. Oder wenn schließlich sein Abbau das Versetzen überschüssiger Bergemengen, die Anpassung an besondere Marktverhältnisse oder an den Kokerei- oder Schwelereibetrieb durch Förderung einer als Zusatz geeigneten Kohle gestattet usw.[2].

[1] Vgl. z. B. Schemnitzer Jahrbuch 14 (1865), S. 90.

[2] Vgl. auch NEBELUNG: Faktoren der Abbauwürdigkeit, in HERBIG-JÜNGST: Bergwirtschaftliches Handbuch, Berlin: R. Hobbing 1931.

Der möglichst vollständige Abbau des einzelnen Flözes ist für den Steinkohlenbergbau auch in technischer und sicherheitlicher Beziehung wichtig. Kohleninseln und Restpfeiler übertragen zusätzlichen Gebirgsdruck auf liegende Flöze oder Grubenbaue. Auch neigen sie zu Selbstentzündung und Grubenbrand sowie zu vermehrter Methanentwicklung.

Allgemein gesehen steigt mit dem Verringern der Abbauverluste der Wert des ganzen Grubenfeldes. Auch geht der Abbau auf diese Weise solange wie möglich in den oberen Teufen um, in denen die günstigsten Verhältnisse herrschen, da Wärme und Gebirgsdruck noch gering und die Kosten für die Wasserhaltung und Förderung noch mäßig sind. Ferner verteilen sich die Kosten für die Ausrichtungsarbeiten jeder Sohle auf eine größere bauwürdige Kohlenmenge.

2. — Abbaurichtung und Verhiebrichtung. Bei jedem Abbauverfahren gibt es eine Richtung, in welcher der Abbau fortschreitet und

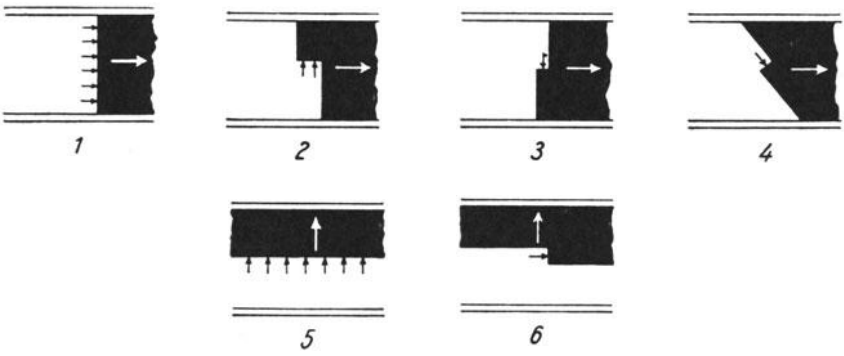


Abb. 166. Abbau- und Verhiebrichtungen.
1 streichend–streichend; — *2* streichend–schwebend; — *3* streichend–fallend; — *4* streichend–schräg; — *5* schwebend–schwebend; — *6* schwebend–streichend

der in Angriff genommene Lagerstättenteil, im großen gesehen, abgebaut wird. Sie ist zu unterscheiden von der Richtung, in der die Hereingewinnung des Minerals im einzelnen erfolgt. Die erste wird Abbaurichtung, die zweite Verhiebrichtung genannt.

Es gibt je vier Abbau- und Verhiebrichtungen: die streichende, schwebende, fallende und schräge. Die schräge und fallende spielen als Abbaurichtungen nur eine untergeordnete Rolle, so daß in der Hauptsache zwei Richtungen für den Abbau und vier für den Verhieb in Betracht kommen, die wieder in beliebigem Wechsel miteinander verbunden werden können. Im Kohlenbergbau herrscht die streichende Abbaurichtung vor, während der Verhieb streichend, schwebend, fallend oder schräg sein kann, und zwar ist er in flacher und geneigter Lagerung meist streichend, in steiler streichend, schräg oder fallend (Abb. 166). — Im Gangerzbergbau ist als Abbaurichtung die schwebende am meisten verbreitet, d. h. der in Abbau befindliche Gangstreifen wird in Richtung von unten nach oben abgebaut, wie z. B. beim Firstenstoßbau. Auch die streichende Abbaurichtung findet sich, wie z. B. beim reinen Firstenbau. Die Hereingewinnung des Stoßes selbst,

also die Verhiebrichtung, ist beim schwebenden Abbau in der Regel streichend, beim Firstenstoßbau ebenfalls, beim Schrägbau fallend oder schräg nach unten. Im Salzbergbau wird dagegen bei steiler Lagerung der schwebende Abbau mit streichendem Verhieb, in flacher Lagerung der schwebende Abbau mit schwebendem Verhieb am meisten angewandt.

Für die Kennzeichnung des Verhiebs ist weiterhin dessen Richtung in bezug auf die Abbaufront von Bedeutung. Der Verhieb kann senkrecht oder parallel oder unter einem gewissen Winkel zur Abbaufront vor sich gehen. Einbrüche z. B. werden senkrecht zur Front hergestellt; ihre Erweiterung geschieht in der Regel parallel zur Front, bei Schießarbeit dagegen vielfach auch senkrecht zu ihr. Der knappweise Verhieb ist ebenso wie der sägeblattartige ein Verhieb parallel zur Front. Der firstenartige Verhieb ist gegen die Abbaufront geneigt. Betrachtet man jedoch bei dieser Verhiebart eine einzelne Firste, so wird der Einbruch an ihrer oberen Ecke senkrecht und das „Abbanken" parallel zur Abbaufront durchgeführt. Beim Firstenstoßbau des Erzbergbaus z. B. ist die Verhiebrichtung des Stoßes streichend; der Verhieb selbst kann durch Schüsse entweder parallel zum Firstenstoß, senkrecht oder schräg zu ihm vor sich gehen.

Als Maß für das in einer bestimmten Zeiteinheit erzielte Arbeitsergebnis in Richtung des Abbaus und des Verhiebs dienen die beiden Begriffe: *Abbaufortschritt* und *Verhiebfortschritt*. Sie werden meist täglich oder monatlich festgestellt und in der Abbaurichtung und der Verhiebrichtung gemessen. Bei einem streichenden Strebbau mit fallendem Verhieb beläuft sich z. B. unter der Voraussetzung, daß bei einer Kohlenfrontlänge von 30 m und einer Feldbreite von 1,50 m täglich 10 m hereingewonnen worden sind, der tägliche Abbaufortschritt auf 0,50 m, während ein Verhiebfortschritt von 10 m erzielt worden ist. Beim streichenden Strebbau mit streichendem Verhieb und der täglichen Hereingewinnung eines schwebenden Kohlenstreifens von 2,0 m Feldbreite liegen Abbau- und Verhiebfortschritt im Streichen und entsprechen somit der Feldbreite.

II. Haupteinteilung der Abbauverfahren

3. — Allgemeines. Bei jeder ordnenden Einteilung von Erscheinungen, Zuständen, Einrichtungen oder Verfahren kommen Grundsätze ersten, zweiten und niederen Grades in Betracht. Es ist selbstverständlich, daß über die Bedeutung oder das Gewicht dieser Grundsätze, nach denen eine Einteilung vorgenommen werden kann, unterschiedliche Meinungen bestehen. Weiterhin ist es offenbar, daß jeder Begriff Abgrenzungen schaffen muß, die in der Praxis meist weniger scharf hervortreten, daß jeder begrifflichen Ordnung insofern etwas Künstliches anhaftet und in Wirklichkeit mehr oder weniger zahlreiche Übergänge vorhanden sind. Es gibt Abarten von Abbauverfahren, die sich weniger eindeutig unter einem bestimmten Begriff einordnen lassen als andere. Eine möglichst klare und eindeutige, die Abbauverfahren aller Bergbauzweige berücksichtigende Ordnung ist jedoch von großer Bedeutung. Sie erleichtert das Verständnis, fördert die gegenseitige

Verständigung und trägt dazu bei, immer wieder aufkommende örtliche Sonderbezeichnungen zu vermeiden.

Angesichts der Tatsache, daß der Bergmann bei jedem Abbau ein besonderes Augenmerk auf das Gebirge und auf die Beherrschung der mit dem Gebirgsdruck zusammenhängenden Kräfte zu richten hat, wurde früher die Art der Behandlung des Hangenden als Einteilungsgrundsatz erster Ordnung gewählt. Demnach wurden unterschieden: 1. Abbauverfahren mit Absenkung des Hangenden auf Bergeversatz, 2. Abbauverfahren mit Zubruchwerfen des Hangenden, 3. Abbauverfahren mit Stützung des Hangenden durch Gebirgspfeiler. — Diese Unterschiede in der Behandlung des Hangenden spielen eine große Rolle und müssen bei der Einteilung berücksichtigt werden. Es hat sich aber doch als unbefriedigend erwiesen, diese Unterschiede zum Einteilungsgrundsatz erster Ordnung zu machen.

Günstiger ist es, von augenfälligeren Unterschieden auszugehen, die zugleich den Vorteil haben, nicht nur drei Hauptgruppen, sondern zur Erhöhung der Übersicht und zur Erleichterung der Einordnung einige mehr festzusetzen. Dieses Ziel kann erreicht werden, wenn man von einem Bauabschnitt ausgeht, also von einem für den Abbau vorgerichteten Teilabschnitt eines Flözes, Ganges oder Lagers, und sich die Frage vorlegt, auf welche Weise der Abbau über diesen Abschnitt hinweggeht. In anderen Worten: Je nach Form und Ausdehnung der Abbaufront, an der die Gewinnung stattfindet, wird der Bauabschnitt im ganzen oder in Teilen angegriffen, bleiben Lagerstättenteile planmäßig stehen oder nicht. Für diese verschiedenen grundsätzlichen Möglichkeiten einen Abbau durchzuführen, sei der Begriff „Bauweise" benutzt.

4. — Die Bauweisen. Geht man zunächst von einer plattenförmigen Lagerstätte beliebigen Einfallens aus — einem Flöz oder einem Lager von 0,5 m bis etwa 4 m Mächtigkeit —, so ist es möglich, einen Bauabschnitt in langer Front abzubauen. Die Front kann 50 m, 100 m oder mehrere hundert Meter lang sein. Ihr Verhieb ist auf verschiedenerlei Weise möglich. Es kann Versatz eingebracht oder Bruchbau angewandt werden. Der Abbau kann im Vorbau oder im Rückbau erfolgen. Diese Bauweise sei *langfrontartige Bauweise* genannt. Sie ist zugleich dadurch gekennzeichnet, daß bei ihr der Abbauraum wandert, also seine Lage verändert. Abbauverfahren, welche sich dieser Bauweise bedienen, sind der vor allem im Steinkohlenbergbau so sehr verbreitete Strebbau und der Schrägbau.

Statt in langer Front vorzugehen, ist es auch möglich, einen Bauabschnitt in schmale, nebeneinandergelegene Streifen oder Stöße von 2—4 m Breite einzuteilen und diese Stöße nacheinander abzubauen. Man tut dies grundsätzlich im Feldwärtsbau. Versatz ist die Regel. Diese Bauweise ist die *stoßartige Bauweise*. Sie findet Anwendung beim Stoßbau, beim Firstenstoßbau und beim Querbau.

Eine dritte Bauweise ist dadurch gekennzeichnet, daß jeder Bauabschnitt zunächst in mehr oder weniger zahlreiche Unterabschnitte unterteilt wird, in dem diese durch Strecken umfahren werden. Diese Unterabschnitte, Pfeiler genannt, sind meist rechteckig und langgestreckt, können aber auch quadratische Form aufweisen. Die zwischen den Strecken liegenden Pfeiler werden anschließend abgebaut, und zwar grundsätzlich im Rück-

bau. Bruchbau ist die Regel, jedoch kann auch Versatz eingebracht werden. Diese Bauweise heißt *pfeilerartige Bauweise.*

Die Strecken, welche die Pfeiler begrenzen, heißen Pfeilerstrecken, Abbaustrecken, Bruchstrecken, auf steilen Erzgängen auch Zwischensohlenstrecken. Ihre Entfernung voneinander kann 5 m, 10 m, aber auch 20—30 m und mehr betragen. Als Pfeiler ist jeweils derjenige Lagerstättenteil zu bezeichnen, dessen Hereingewinnung von der zugehörigen Pfeilerstrecke erfolgt. In Abb. 167 sind die verschiedenen Möglichkeiten wiedergegeben. Zu beachten ist, daß die Pfeilerstrecken keineswegs die Höhe oder in der steilen Lagerung als Breite die Mächtigkeit der Lagerstätte zu haben brauchen. Der Pfeiler kann neben der Strecke, neben und über der Strecke sowie neben, über und unter der Strecke liegen oder auch nur neben und unter der Strecke. — Zu der pfeilerartigen Bauweise zählen im Steinkohlenbergbau der Pfeilerbau in Abschnitten, der Pfeilerbau mit durchgehendem Verhieb, der Pfeilerbruchbau des Braunkohlentiefbaus, der Örterpfeiler- und Kammerpfeilerbau, ferner verschiedene Arten des sog. Teil- oder Zwischensohlenbaus im Erzbergbau und auch auf steilen, mächtigen Steinkohlenflözen.

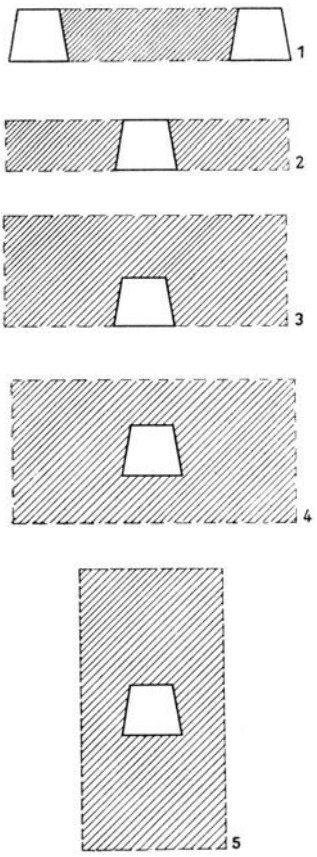


Abb. 167. Beispiele für die Lage der Pfeiler zur Pfeilerstrecke.
1 einseitig neben der Strecke; — *2* beiderseits neben der Strecke; — *3* über und beiderseits neben der Strecke; — *4* beiderseits neben, über und unter der Strecke; — *5* über, unter und beiderseits neben der Strecke

Während die erwähnten drei Bauweisen, die langfrontartige, die stoßartige und die pfeilerartige, den vollständigen Abbau des Lagerstättenabschnitts anstreben, ist dies bei der nachstehend erörterten kammerartigen Bauweise im allgemeinen nicht der Fall. Ein weiteres Kennzeichen dieser Bauweise ist auch, daß bei ihr der Abbauraum nicht wandert, sondern im Laufe des Abbaus nur an Länge, Breite oder auch Höhe zunimmt.

Die *kammerartige Bauweise* zeichnet sich dadurch aus, daß der Abbau in der Herstellung langer Abbauräume besteht, die gleichzeitig oder nacheinander bis zur Baugrenze vorgetrieben werden, und daß zwischen ihnen streifenförmige Lagerstättenteile als Lagerstättenfesten zur Abstützung des Hangenden stehenbleiben. Im Gegensatz zur langfrontartigen Bauweise ändert der Abbauraum bei der kammerartigen nicht seine Lage. Von einem bestimmten Ausgangspunkt aus wird der Abbauraum immer länger; zugleich verlängert sich, ebenfalls im Gegensatz zur langfrontartigen Bauweise, die Länge des Abbaufördermittels. Die Querschnitte der Abbauräume

schwanken zwischen 20 und 1000 m^2 und darüber. Die kammerartige Bauweise findet beim Örterbau, beim Örterpfeilerbau sowie beim Kammerbau Anwendung.

Die *blockartige Bauweise* ist dadurch gekennzeichnet, daß als Blöcke bezeichnete Teile großer Lagerstätten — sei es, daß es sich um mächtige Gänge oder um nach allen drei Dimensionen ausgedehnte Körper handelt — abgebaut werden. Im Gegensatz zur Kammer ist ein durch den Abbau geschaffener offener und sichtbarer Abbauraum gar nicht vorhanden, oder er hat nur geringe Ausmaße. Ersteres ist beim Blockbruchbau der Fall, letzteres bei dem nur noch wenig angewandten Blockbau mit Geviertzimmerung und Bergeversatz. Lagerstättenfesten zur planmäßigen Unterstützung des Hangenden bleiben im Gegensatz zur kammerartigen Bauweise nicht stehen.

5. — Die Bauweisen sowie andere Merkmale als Kennzeichen der Abbauverfahren. Mit den vorstehend geschilderten fünf Bauweisen sind die Möglichkeiten erschöpft, über den Bauabschnitt einer Lagerstätte mit dem Abbau hinwegzugehen. Sie liegen der Ordnung der Abbauverfahren zugrunde. Es gibt somit fünf Gruppen von Abbauverfahren, die sich danach unterscheiden, ob die langfrontartige, die stoßartige, die pfeilerartige, die kammer- oder die blockartige Bauweise angewandt wird.

Eine Bauweise ist für sich zwar noch kein Abbauverfahren, aber ein wesentliches Merkmal jedes einzelnen Verfahrens. Weitere Merkmale sind die Art der Behandlung des Hangenden, die Verhiebart und die Abbaurichtung. Das Hangende kann entweder auf Bergeversatz abgesenkt, zu Bruch geworfen oder durch Lagerstättenfesten gestützt werden. Hiernach unterscheidet man Versatzbau, Bruchbau und Festenbau.

Außerordentlich mannigfach kann der Verhieb sein. Über die Verhiebrichtung und den Verhiebfortschritt wurde bereits in Ziff. 2 Näheres mitgeteilt. Außerdem wird durch den Verhieb die Art der Inangriffnahme der Abbaufront gekennzeichnet. Beim Strebbau z. B. gibt es den Verhieb mit Einbrüchen und mit Abschälen des Stoßes, beim Schrägbau firstenartigen und sägeblattartigen Verhieb, den Verhieb mit Einbrüchen und knappweisen Verhieb. Beim Kammerbau dagegen spricht man von firstenartigem und strossenartigem Verhieb, je nachdem, ob die Abbaustöße in der Firste oder in der Sohle liegen. Ein Pfeiler kann z.B. in Abschnitten verhauen werden, auch strebartig oder stoßartig.

Schließlich ist noch die Abbaurichtung für ein Abbauverfahren von Bedeutung (vgl. Ziff. 2, S. 199). Sie kann streichend, schwebend, fallend oder schräg sein.

6. — Gesichtspunkte für die Wahl eines Abbauverfahrens. Die Wahl des Abbauverfahrens ist von entscheidender Bedeutung für eine Grube. Hierbei spielen nicht nur die unmittelbaren Abbaukosten eine Rolle, sondern auch die mittelbaren, da der Zuschnitt der ganzen Grube, die Art der Aus- und Vorrichtung, die Art der Gewinnungs- und Fördermittel usw. vom Abbauverfahren beeinflußt werden.

Es kommt darauf an, das billigste und zugleich sicherste Abbauverfahren zu wählen. Welches dies im Einzelfall ist, hängt von den natur-

gegebenen Bedingungen ab sowie u. a. von Grad und Art der Mechanisierung der in den Abbauräumen sich abspielenden Arbeitsvorgänge, vom Wert des Minerals, den Förderverhältnissen und der Höhe der Lohnkosten. Unter den naturgegebenen Bedingungen spielen eine hervorragende Rolle: Mächtigkeit, Einfallen, Teufe und Standfestigkeit des Lagerstätteninhalts sowie des umgebenden Nebengesteins. Auch die Höhe der Vorräte ist von Bedeutung, ferner die Bergschadenempfindlichkeit der Tagesoberfläche und bei Stein- und Kalisalz die Empfindlichkeit des Minerals gegen in die Grubenbaue eindringendes Wasser. Hier wird man in der Regel nur Abbauverfahren anwenden können, die durch Anstehenlassen von Lagerstättenfesten das Hangende möglichst in der ursprünglichen Lage halten. Das gleiche kann beim Abbau unter dem Meer der Fall sein oder beim Abbau unter sehr senkungsempfindlichen Tagesanlagen. Abbauverfahren, bei denen mehr oder weniger große Räume offengehalten werden müssen, sind nur bei standfestem Lagerstätteninhalt und Nebengestein möglich. Weiterhin sind die Abbauverfahren danach zu beurteilen, ob sie einen vollständigen Abbau des Lagerstättenvorrats erlauben oder, wie z. B. der Örter- und der Kammerbau, nur einen teilweisen und infolgedessen mehr oder weniger hohe Abbauverluste bedingen.

7. — Abbauverfahren und Abbauführung. Es muß ein begrifflicher Unterschied zwischen Abbauverfahren und Abbauführung gemacht werden. So ist es nicht eine Frage des Abbauverfahrens, sondern ein Problem der Abbauführung, also eine organisatorische Frage, ob eine mächtige Lagerstätte künstlich unterteilt wird, um zu geringeren Mächtigkeiten zu gelangen, welche die Anwendung bestimmter Abbauverfahren überhaupt erst zulassen. Hierzu gehört die Unterteilung der Lagerstätte in Bänke und in Scheiben.

In *Bänke* wird eine Lagerstätte durch parallel zum Hangenden und Liegenden verlaufende Flächen unterteilt. Diese Flächen können natürliche Trennflächen wie Lösen, Schichtflächen oder die Begrenzungsflächen von Bergemitteln sein. *Scheiben* verlaufen dagegen in einem Winkel zum Hangenden und Liegenden. In der Regel liegen sie söhlig, zuweilen auch geneigt. Nur bei söhliger Lagerung sind Bank und Scheibe dasselbe. Die Mächtigkeit einer Scheibe oder einer Bank beträgt in der Regel etwa 2 m oder auch 4—6 m, bei einer Bank auch weniger als 2 m. Nicht alle, aber viele Abbauverfahren können in Bänken oder in Scheiben betrieben werden, d. h. sie eignen sich zum Abbau der Bänke oder Scheiben, in welche die Lagerstätte unterteilt worden ist. Der Abbau einer so unterteilten Lagerstätte kann in Richtung von oben nach unten oder von unten nach oben vor sich gehen.

Ebenso ist es eine Frage der Abbauführung, ob der Abbau *einflügelig* oder *zweiflügelig* geführt wird, d. h. ob von einem Aufbauen, das als Einschnitt in die Lagerstätte zwecks Einleitung des Abbaus aufzufassen ist, nur nach einer Seite oder nach beiden Seiten gleichzeitig oder hintereinander abgebaut wird (s. S. 242). So kann z. B. der Strebbau einflügelig von einem Querschlag aus betrieben und bis zum nächsten Querschlag durchgeführt werden oder es wird von jedem Querschlag aus nach beiden Seiten gebaut, wobei jeder Streb nur etwa bis zur Mitte zwischen benach-

barten Querschlägen geführt wird. Auch z. B. beim Pfeilerbau, Örterbau oder Kammerbau kann man einflügelig oder zweiflügelig vorgehen.

Ebenso gehört zur Abbauführung die Entscheidung, ob dem *Vorbau* (auch Feldwärtsbau genannt) oder dem *Rückbau* (in Österreich als Heimwärtsbau bezeichnet) oder dem *Vereinigten Vor- und Rückbau* der Vorzug gegeben werden soll (s. Ziff. 41ff.). Diese Unterscheidung zwischen Vor- und Rückbau spielt bei den Abbauverfahren mit langfrontartiger Bauweise eine Rolle. Bei der pfeilerartigen Bauweise ist man in der Wahl zwischen diesen beiden Arten der Abbauführung jedoch nicht frei. Bei ihnen ist Rückbau Grundsatz. Bei der kammerartigen Bauweise ist Vorbau sowie Vereinigter Vor- und Rückbau möglich. Das gleiche gilt für die stoßartige Bauweise.

Schließlich gehören zur Abbauführung die *Verteilung der Abbaubetriebspunkte* im Grubenfeld, die Frage der *Reihenfolge des Abbaus* mehrerer nebeneinandergelegener Abschnitte der gleichen Lagerstätte sowie von mehreren übereinandergelegenen verschiedenen Lagerstätten, z. B. von Flözen. Bei letztgenannter Frage gilt der Grundsatz, die Reihenfolge von oben nach unten einzuhalten. Jedoch gibt es von dieser Regel bemerkenswerte Ausnahmen. Der Abbau in Bänken oder Scheiben wird in Verbindung mit den einzelnen Abbauverfahren besprochen.

III. Abbauverfahren mit langfrontartiger Bauweise

8. — Allgemeines. Abbauverfahren mit langfrontartiger Bauweise kommen für plattenförmige Lagerstätten großflächiger Ausdehnung, also insbesondere für Kohlenflöze, in Betracht. Bei verhältnismäßig geringfügiger Vorrichtung erlauben sie eine gute Ausnutzung der Abbaufront, d.h. eine hohe Förderung und eine starke, wenn auch andersartige und nicht so hochgradige Mechanisierung wie der auf Steinkohlenflözen nur in geringen oder mäßigen Teufen mögliche Örter- oder Örterpfeilerbau. Zu ihnen zählen der *Strebbau*, der als Versatzbau oder als Bruchbau geführt werden kann, der *Schrägbau*, der in der Regel ein Versatzbau ist, sowie der inzwischen veraltete *Firstenbau* und der ebenfalls selten gewordene *Strossenbau* auf Erzgängen.

Der Strebbau ist das verbreitetste Abbauverfahren auf Steinkohlenflözen bis zu 3—4 m Mächtigkeit und etwa 40g Einfallen in Deutschland und, abgesehen z.B. von den Vereinigten Staaten, auch in den meisten anderen Kohlenbergbauländern der Welt. Aber auch in mächtigeren Flözen kann er angewandt werden, vorausgesetzt, daß sie in Bänke von für den Strebbau geeigneter Mächtigkeit unterteilt werden. Bei mehr als etwa 40g Einfallen tritt der ihm verwandte Schrägbau an seine Stelle. Auch auf flözähnlichen Erz- und Kalivorkommen ist der Strebbau zuweilen anzutreffen.

A. Der Strebbau

9. — Vorbemerkung. Beim Strebbau wird ein im allgemeinen rechteckiger Flözabschnitt von dem Vorrichtungsbau aus an langer Front nach

der Baugrenze hin fortschreitend verhauen. In dem jeweils offenen, durch Ausbau gesicherten Strebraum finden die Betriebsvorgänge: Gewinnen, Fördern und das Einbringen des Versatzes oder bei Bruchbau das Rauben des Ausbaus statt. Die Länge dieses Raums, die Streblänge, ist gleich der Länge der Abbaufront, der auch die Länge des Abbaufördermittels entspricht. Die Breite des Strebraums beträgt nach dem Stand der Arbeiten und der gewählten Organisation mindestens 1,50 m und höchstens 4,5—6 m. Wie für die langfrontartige Bauweise kennzeichnend, ändert der Abbauraum fortwährend seine Lage, indem er der vorrückenden Kohlenfront nachfolgt. Der vorn an der Kohlenfront durch die Gewinnung bewirkten Verbreiterung des Raums entspricht ein oder zwei Schichten später oder auch gleichzeitig wieder ein Verschmälern des Raums durch Versetzen mit Bergen — meist Blasversatz — oder durch Zubruchwerfen der Dachschichten. Durch den Ausbau wird der Strebraum in einzelne parallel zur Kohlenfront verlaufende Felder von je 0,8—2 m Breite geteilt.

Zur Bloßlegung der Kohlenfront vor Beginn des Abbaus dient ein Aufhauen, seltener ein Abhauen oder — bei schwebendem Strebbau — eine söhlige Strecke. Als Vorbau, d. h. nach der Baugrenze fortschreitend, ist der Strebbau am häufigsten. Aber auch als Rückbau, d. h. an der Baugrenze beginnend und sich von ihr fortbewegend, ist er möglich. Das Abbauverfahren selbst erfährt dadurch keine wesentliche Änderung. Wesentlicher für das Verfahren ist, ob der Abbau in streichender oder schwebender Richtung voranschreitet. Je nachdem ist streichender und schwebender Strebbau zu unterscheiden. Weitere Abarten ergeben sich aus der Verhiebrichtung. Sie ist beim streichenden Strebbau in streichender, schwebender und fallender Richtung möglich, beim schwebenden Strebbau im allgemeinen nur in schwebender Richtung. Nach der Versatzart, die angewandt wird, spricht man ferner von Strebbau mit Handversatz, mit Blas- oder Schleuderversatz oder von Strebbau mit Blindortversatz. Bei Zubruchwerfen des Hangenden wird der Strebbau zum Strebbruchbau.

a) Der streichende Strebbau

10. — Allgemeines. Der streichende Strebbau ist für Flöze bis 3 m, seltener bis 4 m Mächtigkeit und bis etwa 40g Einfallen das herrschende Abbauverfahren. Er ist dadurch gekennzeichnet, daß die Kohlenfront in jeder Gewinnungsschicht auf ihrer ganzen, ausnahmsweise auch auf ihrer halben Länge bearbeitet wird, sei es mittels Abbauhammer, Schrämmaschine, Schießarbeit, durch Kohlenhobel oder schneidend wirkende Gewinnungs- und Lademaschinen. Man spricht daher vom streichenden Strebbau mit streichendem Verhieb. Er ist in grundrißlicher Darstellung in Abb. 168 südlich des Blindschachtes 421 wiedergegeben. Als Vorrichtungsarbeiten kommen beim Vorbau nur das Ansetzen der Abbaustrecken und die Herstellung eines sie verbindenden Aufhauens in Betracht. Beim Rückbau müssen die Abbaustrecken in ihrer ganzen Länge aufgefahren und an ihrem Ende durch ein Aufhauen verbunden werden.

Von großer Bedeutung ist die Länge der Abbaufront und die Bemessung des Abbaufortschritts. Über die ebenfalls wichtige streichende Länge des Bauabschnitts ist bereits auf S. 32 gesprochen worden.

11. — Länge der Strebfront. Strebfrontlängen von 150—300 m sind die Regel; in Einzelfällen werden sie zu 400 m und mehr gewählt. Eine Reihe von Einflüssen sind bei der Bemessung der Länge in Betracht zu ziehen. Hierzu gehören: das Abbaufördermittel, das Gewinnungsverfahren, die Versatzart, das Auftreten von Störungen und von Spezialmulden oder -sätteln, die Beschaffenheit des Nebengesteins, die Flözmächtigkeit, der zulässige Methangehalt in den Grubenwettern, die Wettertemperatur, die Größe der Wetterabteilung (d.h. die höchstmögliche Belegung je Schicht), die Kosten für die Abbaustrecken sowie der Abbaufortschritt.

Von den *Abbaufördermitteln* üben die Kettenförderer den größten Einfluß aus, da bei ihnen die Bruchfestigkeit der Ketten der Streblänge eher

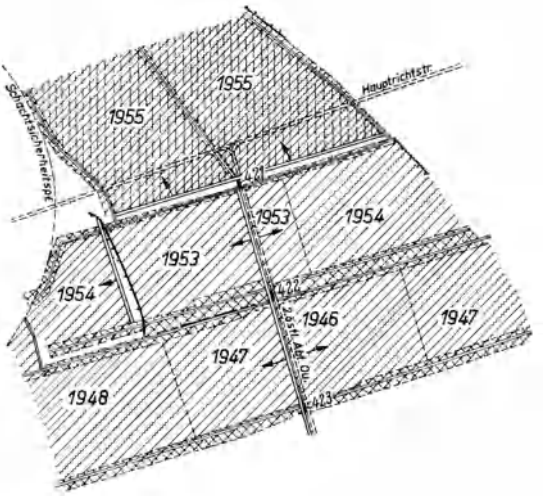


Abb. 168. Streichender und schwebender Strebbau (Flößriß)

eine Grenze setzen, als dies bei anderen Fördermitteln der Fall ist. So kann man mit Zweiketten-Kratzerförderern bei flachwelliger Lagerung nicht über 200 m hinausgehen, während bei Einfallen von mehr als etwa 20° Werte bis 300 m erreichbar sind, da dann die Schwerkraft zur Förderung des Gutes mehr und mehr beiträgt und die von den Ketten aufzunehmende Zugkraft geringer wird. Bei Stauscheibenförderern beträgt die Höchstlänge etwa 200 m, Gummigurtförderer können bis 300 m Länge erreichen, während bei Schüttelrutschen die Möglichkeit besteht, mehrere Schüttelrutschenstränge von je 60—100 m hintereinanderzuschalten.

Von den *Gewinnungsverfahren*, wenn sie für sich allein betrachtet werden, üben Abbauhammer- und Schießarbeit keinen Einfluß auf die Streblänge aus, während der Kohlenhobel an die mögliche Länge des Zweiketten-Kratzerförderers gebunden ist. Dasselbe trifft für die Schrämmaschinen und Schrämlademaschinen zu, sofern sie auf Zweiketten-Kratzerförderern verfahren werden. Bei diesen Maschinen kommt jedoch noch hinzu, daß sie in der Lage sein müssen, in einer gegebenen Zeit — es kann dies eine ganze Schicht sein

oder nur der Teil einer Schicht — am ganzen Stoß entlang zu fahren. Bei Einsatz einer Maschine wird man demnach die Streblänge gleich dem einfachen Betrag dieser Marschlänge der Maschine wählen oder — was aber im allgemeinen nicht empfehlenswert ist — gleich dem doppelten Betrag. Man beschränkt sich dann darauf, in einer Schicht den halben Streb zu unterschrämen. Die Verwendung von zwei Maschinen im gleichen Streb erlaubt es, die Streblänge entsprechend zu erhöhen. Es ist dies jedoch nur dann der Fall, wenn die Abförderung der im oberen Strebteil gewonnenen Kohle keine Schwierigkeiten macht. Solche Schwierigkeiten treten z. B. auf, wenn diese Kohle unter der im unteren Strebteil auf einem Förderer fahrenden Schrämmaschine hergefördert werden muß.

Von den *Versatzverfahren* beschränkt Handversatz die Streblänge wegen seiner geringen Leistungsfähigkeit am stärksten. Blindortversatz und Bruchbau haben keinen Einfluß, während bei Blasversatz durch entsprechende Wahl der Blasmaschine sowie durch Übergang auf mehrschichtigen Blasbetrieb eine weitgehende Anpassung an verschiedene Streblängen möglich ist.

Tektonische Störungen beeinträchtigen die Streblänge in mehr oder weniger großem Maße. Streichende Störungen tun es infolge der mit ihrer Durchörterung verbundenen Mehrarbeit sowie durch ihren Einfluß auf die Länge des Fördermittels. Streichende Störungen von einer Verwurfshöhe, die nicht mehr durchörtert werden kann, stellen klar vorgezeichnete Grenzen dar. Soll ein Streb ohne Verzögerung eine größere, im Einfallen liegende Störung überwinden, so muß ein neues Aufhauen vorgerichtet werden. Je länger der Streb und je geringer der Vortrieb beim Aufhauen, desto früher muß mit diesem begonnen werden. Die Abbaustrecken müssen entsprechend weit vorgesetzt sein. Bei Vorhandensein von Spezialsätteln und -mulden kann die Streblänge in der Regel höchstens den Betrag der Entfernung zwischen Sattel- und Muldenachse erreichen.

Mit zunehmender *Mächtigkeit* geht eine Abnahme der Streblänge einher und umgekehrt, da bei gleichem Abbaufortschritt in einem mächtigen Flöz eher die Leistungsfähigkeit des Strebfördermittels oder der sich an diese anschließenden Förderverfahren sowie die Leistungsfähigkeit der Versatzverfahren erreicht ist. Andererseits wird bei sehr geringer Flözmächtigkeit und mehr als 200 m langen Streben die Mitnahme von Fluchtstrecken im Versatz erforderlich, um bei etwaigen Strebbrüchen das Verlassen des Strebs zu erleichtern.

Die *Ausgasung* ist unter sonst gleichen Bedingungen um so leichter zu beherrschen, d.h. es ist um so eher der Methangehalt in den Wettern unter der zulässigen Höchstgrenze zu halten, je geringer die Streblänge ist. Geringe Ausgasung begünstigt also große Streblängen und hohe Ausgasung setzt sie herab.

Die *Temperatur* der Wetter pflegt in der Abbaustrecke und insbesondere im Streb rasch zuzunehmen, da sie hier an frisch entblößtem Gestein und Kohle vorbeistreichen. Auf warmen Gruben wird infolgedessen der zugelassene Klimawert (im deutschen Steinkohlenbergbau 28° C Trockentemperatur) in längeren Streben eher erreicht als in kürzeren. Hohe Temperaturen haben also einen verkürzenden Einfluß auf die Streblänge.

Die Zahl der in einer *Wetterabteilung* in der stärkstbelegten Schicht Beschäftigten darf in den dem Gesteinstaubverfahren unterworfenen Betrieben 100, andernfalls 130 Mann nicht übersteigen. Es ist leicht einzusehen, daß von dieser Vorschrift eine Auswirkung ausgeht. Ihr Einfluß nimmt mit zunehmender Mechanisierung der verschiedenen Arbeitsvorgänge jedoch ab.

Hinsichtlich der Frage der Beeinflussung der Streblänge durch die Kosten der Auffahrung und Unterhaltung der *Abbaustrecken* ist zu bemerken, daß hohe Kosten große Streblängen begünstigen und umgekehrt. Je länger nämlich der Streb bei gleichem Abbaufortschritt ist, auf eine um so höhere Fördermenge verteilen sich die Kosten und die Belastung je Tonne verringert sich.

12. — Der Abbaufortschritt. Bei der Besprechung der die Streblänge beeinflussenden Faktoren ist der Abbaufortschritt schon erwähnt worden. Es war dies notwendig, da Streblänge und Abbaufortschritt in bestimmten Beziehungen zueinander stehen. Bei derselben Flözmächtigkeit ist die gleiche Kohlenmenge auch bei halber Streblänge und doppeltem Abbaufortschritt oder bei halbem Abbaufortschritt und doppelter Streblänge zu erzielen. Im Jahre 1957 lag der Abbaufortschritt beim Strebbau im westdeutschen Steinkohlenbergbau zwischen 0,6 und 4,5 m. Er erreichte in Streben mit rückfreier Abbaufront einen Durchschnittswert von 2 m und einen Höchstwert von 4,5 m, während in Streben mit Langkappenausbau die entsprechenden Zahlen 1,5 m und 2,2 m betrugen. Der Abbaufortschritt pflegt bei mächtigeren Flözen niedriger als bei weniger mächtigen zu sein.

Es bricht sich immer mehr die Erkenntnis Bahn, daß der Abbaufortschritt weiter, und zwar kräftig erhöht werden sollte, und daß in seiner Steigerung noch eine wichtige Maßnahme zur Leistungssteigerung und Kostensenkung zu erblicken ist. Die damit verbundenen Vorteile bestehen einmal in einer besseren Pflege des Hangenden und damit zugleich in einer Erleichterung der Ausbauarbeit. Weiterhin werden wegen der vergrößerten Fördermenge die Betriebszusammenfassung begünstigt, die gesamten Betriebsmittel des Strebs und der anschließenden Förderwege besser ausgenutzt, also die Betriebskosten je Tonne herabgesetzt. Die neuere bergtechnische Entwicklung ist daher bestrebt, die Betriebszusammenfassung mehr in einer Erhöhung des Abbaufortschritts als in einer Vergrößerung der Streblänge zu suchen. Ferner sei darauf aufmerksam gemacht, daß bei großem Abbaufortschritt die Möglichkeit besteht, zu kürzeren Streben überzugehen, ohne eine Verringerung der Fördermenge in Kauf nehmen zu müssen. Kürzere Streben haben mehrfache Vorteile. Sie sind von geologischen Störungen weniger abhängig, sie bedürfen eines geringeren Kapitalaufwandes für ihre Ausrüstung, sie sind leichter zu befahren und zu überwachen. Außerdem ist die Bekämpfung der Staubentwicklung sowie der Schlagwettergefahr einfacher und die Erhöhung der Wettertemperatur ist geringer. Mit der Verringerung der Streblänge ist freilich eine Erhöhung der Zahl der Abbaustrecken verbunden. Die dadurch verursachten Mehrkosten müssen daher im Einzelfall durch die vorher erwähnten Vorteile aufgewogen oder übertroffen werden (vgl. auch die Ausführungen über Rückbau sowie den Vereinigten Vor- und Rückbau Ziff. 41 bis 43). Ein Nachteil eines hohen Abbaufortschritts kann in einem verminderten Gang

der Kohle bestehen, wenn der Gebirgsdruck nicht Zeit gehabt hat, auf tiefere Teile des Kohlenstoßes ausreichend einzuwirken. Genauere Untersuchungen sind auf diesem Gebiete noch anzustellen. Bei vollmechanischer Kohlengewinnung spielt der Gang der Kohle eine geringere Rolle als bei Gewinnung mittels Abbauhammer.

13. — Einbrüche. Bei der Gewinnung mit Abbauhämmern kann mit Hilfe von Einbrüchen gearbeitet oder das sog. Abschälen des Stoßes angewandt werden. Bei der Herstellung von Einbrüchen wird zunächst die Kohlenfront an zahlreichen Stellen senkrecht zu ihr in Angriff genommen und die Kohle in einer Tiefe, die der jeweiligen Feldbreite (oder doppelten Feldbreite) entspricht, abgebaut (Abb. 169). Die Feldbreite schwankt je nach der Art der Dachschichten und des von ihnen ausgeübten Druckes im allgemeinen zwischen 1,25 und 2 m, beträgt jedoch meist etwa 1,50 m. Nach Ausbau dieser Einbrüche werden die zwischen ihnen befindlichen Flözstreifen parallel zur Kohlenfront hereingewonnen.

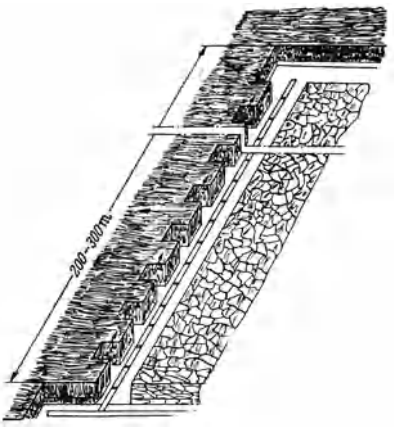


Abb. 169. Einbrüche beim Strebbau

Die Zahl der Einbrüche entspricht der Zahl der eingesetzten Kohlenhauer, und diese muß wieder so bemessen sein, daß der vorgesehene tägliche Abbaufortschritt erreicht wird. Soll dieser 1,50 m betragen, was einer Feldbreite entspricht, so sind täglich die Einbrüche herzustellen und die zwischen ihnen liegenden Streifen hereinzugewinnen. Soll der Abbaufortschritt nur 0,75 m sein, so genügt es, wenn an einem Tage die Einbrüche und an dem folgenden die restlichen Teile des Feldes gewonnen werden. Kann dagegen, wie dieses z. B. bei Blasversatz möglich ist, zu gleicher Zeit gekohlt und versetzt werden, so ist es möglich, in der Morgenschicht die Einbrüche herzustellen und in der Mittagsschicht den Rest hereinzugewinnen oder aber bei doppelter Belegung des Kohlenstoßes den Abbaufortschritt zu verdoppeln. Das Hereingewinnen mittels Einbrüchen hat den Vorteil, daß sobald als möglich der endgültige Ausbau gesetzt werden kann. Die Ausnutzung der Schlechten und Drucklagen ist vielfach weniger beim Herstellen der Einbrüche als vielmehr beim anschließenden Arbeiten von den Einbrüchen aus möglich. Infolgedessen ist bei der Herstellung der Einbrüche die Hackenleistung etwas niedriger.

14. — Das Abschälen der Abbaufront. Beim weit weniger häufigen Abschälen mittels Abbauhammer wird der Stoß lagenweise nach und nach an zahlreichen auf der ganzen Länge des Stoßes verteilten Arbeitsstellen hereingewonnen und damit auf eigentliche Einbrüche verzichtet. Für den Ausbau können streichende Kurzkappen gewählt werden. Besteht der Ausbau aus türstockartigem Kappenausbau, so werden die von den Stempeln unter-

stützten Kappen im Einfallen und nicht, wie beim Verhieb mit Einbrüchen, im Streichen verlegt (s. Abschn. „Grubenausbau").

Eine schälende Bearbeitung des Kohlenstoßes nimmt auch der Kohlenhobel vor, indem ein etwa 60 cm hoher unterer Teil des Flözes in 5—15 cm breiten Streifen hereingewonnen wird und der obere Teil alsdann von selbst nachbricht. In einem solchen Fall ist streichender Kurzkappenausbau in Dreieckanordnung üblich.

Bei den schneidend wirkenden Gewinnungs- und Lademaschinen findet weder ein Verhieb mit Einbrüchen noch ein Abschälen statt, vielmehr wird der Stoß in 60—120 cm Breite schwebend hereingewonnen, und zwar ein- bis zweimal am Tag in seiner gesamten Länge. Auch hier ist ein Kurzkappenausbau, jedoch stets mit Vorpfändkappen, üblich. Es handelt sich hierbei um einen streichenden Strebbau mit schwebendem Verhieb. Ein anderes Beispiel eines streichenden Strebbaus mit schwebendem Verhieb vom Kaliwerk Buggingen in Baden zeigt Abb. 170.

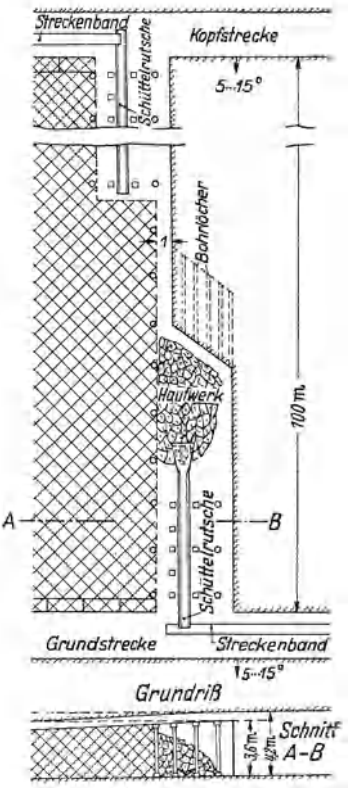


Abb. 170. Streichender Strebbau mit schwebendem Verhieb

b) Der schwebende Strebbau

15. — Allgemeines. Beim schwebenden Strebbau wird die gesamte Abbaufront schwebend vorgetrieben. Wegen der bei größerem Einfallen zunehmenden Kohlenfallgefahr und der Schwierigkeit, das Strebfördermittel zu verlegen, ist sein Anwendungsbereich auf flachgelagerte Flöze mäßiger Mächtigkeit beschränkt. Trotz verschiedener Vorteile, die in erster Linie in den ortsfest zu haltenden Ladestellen und der guten Ausnutzung der Fördermittel zu erblicken sind sowie in der Möglichkeit, einen Bauabschnitt in besonders kurzer Zeit hereingewinnen zu können, wird er im deutschen Steinkohlenbergbau im Gegensatz zum englischen verhältnismäßig selten angewandt. Ein Grund hierfür liegt in der Notwendigkeit, eine größere Zahl von Fördermitteln einsetzen zu müssen.

16. — Verschiedene Ausführungsformen. Die Vorrichtung besteht in den schon erwähnten Abbaustrecken sowie in einem sie verbindenden Aufhauen, das der Wetterführung und Bergezufuhr dient. Der schwebende Strebbau wird zweckmäßig als Doppelstreb geführt, d. h. die Abbaufronten schließen sich zu beiden Seiten des in der Mitte gelegenen Aufhauens an (Abb. 171). Der Abbau beginnt an der unteren Abbaustrecke in einer Länge von 2×100 m oder auch 2×200 m, so daß ein Stoß von ins-

gesamt 200—400 m Länge schwebend zu Felde getrieben wird. Die beiden Strebfronten liegen entweder parallel zu den Abbaustrecken in einer Linie oder sie sind nach abwärts geneigt und schließen einen mehr oder weniger stumpfen Winkel ein. Letzteres wird vorgezogen, um die Abbauförderung durch Ausnutzung der Schwerkraft etwas zu erleichtern. Im übrigen ist, wie beim streichenden Strebbau, auch die Richtung der Schlechten maßgebend: je mehr sie sich der Streichrichtung nähern, um so vorteilhafter wird dieser Abbau. Die Strebfördermittel gießen ihre Kohle auf Rutschen oder Bänder aus, die in schwebenden, an den Rändern des Abbaus nachgeführten Strecken verlegt sind und mit fortschreitendem Abbau immer länger werden. Je nach der Flözmächtigkeit muß in ihnen das Nebengestein nachgerissen werden oder nicht. Im Gegensatz zu diesen schwebenden Kohlenabfuhrstrecken wird die der Bergezufuhr dienende Strecke (Aufhauen) immer kürzer.

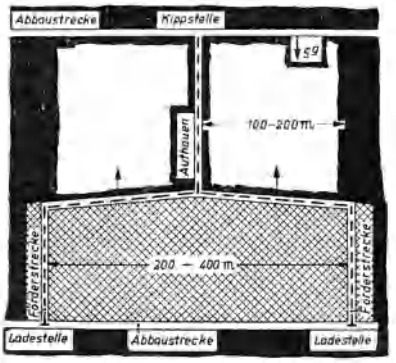


Abb. 171. Schwebender Strebbau als Doppelstreb (Vollversatz)

Der schwebende Strebbau kann als Bruchbau oder mit einem beliebigen Versatzverfahren betrieben werden. Im Gegensatz zum streichenden Strebbau eignet er sich auch für den Spülversatz. Bei ihm sind die parallel des Kohlenstoßes verlaufenden teueren Verschläge des Versatzfeldes nicht notwendig. Es genügt vielmehr, vorausgesetzt, daß das Einfallen nicht ganz flach ist, jeden Tag die Verschläge längs der schwebenden Vorrichtungsstrecken um den Betrag des Abbaufortschritts zu verlängern. Abb. 172 zeigt bankweisen schwebenden Strebbau mit Spülversatz in einem mächtigen Flöz.

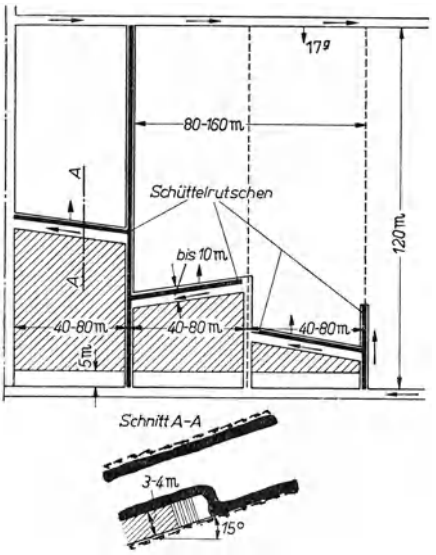


Abb. 172. Schwebender Strebbau in Bänken mit Spülversatz

Anstatt, wie oben beschrieben, nur ein Aufhauen als Vorrichtungsbau aufzufahren und dieses als Wetterabfuhrstrecke für beide Streben sowie zur Bergezufuhr zu verwenden, dafür aber zwei Ladestellen für die Kohlen zu erhalten, kann auch ein anderes Verfahren gewählt werden (Abb. 173). Dieses benötigt zwei Aufhauen. Sie liegen an den Rändern des abzubauenden

Flözstreifens, die beiden Abbaufronten entwickeln sich zwischen ihnen und gießen ihre Kohle in eine schwebende Strecke aus, die von unten nach oben nachgeführt und dem Abbaufortschritt entsprechend verlängert wird. Man benötigt also nur eine Kohlenladestelle. Liegen die beiden Abbaufronten in einer Geraden, so bilden sie mit der schwebenden Kohlenabfuhrstrecke ein T und man spricht vom T-Bau, schließen die Abbaustöße einen stumpfen Winkel miteinander ein, so spricht man vom Y-Bau. Die umgekehrte Stoßstellung, die dadurch gekennzeichnet wäre, daß die beiden Abbaustöße einen Winkel von mehr als 180° einschlössen, hat zur Folge, daß die Wetter am Kohlenstoß abwärts geführt werden müssen.

Auch als Einzelstreb kann der schwebende Strebbau durchgeführt werden. Hierbei sind jedoch die schwebenden Förderstrecken nicht so gut ausgenutzt wie bei einem Doppelstreb.

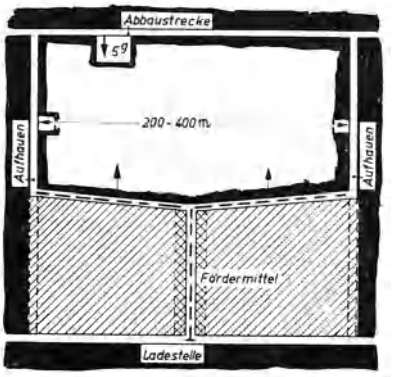


Abb. 173. Schwebender Strebbau als Doppelstreb (Bruchbau)

c) Der Strebbruchbau[1]

17. — Allgemeines. Der Strebbruchbau unterscheidet sich in der Ausrichtung, Vorrichtung, der flachen Bauhöhe, der Art der Hereingewinnung der Kohle und in den Abbaufördermitteln grundsätzlich nicht vom streichenden oder vom schwebenden Strebbau mit Versatz. Dadurch aber, daß die Dachschichten nicht planmäßig abgesenkt und auf Versatz aufgelegt, sondern hinter dem Strebraum zu Bruch geworfen werden, ist er zugleich ein Bruchbau, der dem Pfeilerbruchbau ähnelt. Er unterscheidet sich von diesem einmal durch das Ausmaß der flachen Bauhöhe, die ein 10—20faches der Pfeilerbreite beim Pfeilerbruchbau beträgt, durch die Planmäßigkeit, in der das Zubruchwerfen im Gegensatz zu vielen Fällen des Pfeilerbaus auf Flözen mäßiger Mächtigkeit herbeigeführt wird, sowie darin, daß die Abbaustrecken mittels mehr oder weniger breiter Bergedämme auch beim Vorbau aufrechterhalten werden. Der Ausdruck Strebbruchbau hat daher nicht nur seine Berechtigung, sondern auch den Vorzug der Klarheit und Verständlichkeit.

Zur Verbreitung des Strebbruchbaus ist zu bemerken, daß er, gemessen an der Gesamtförderung des Ruhrgebietes, einen Anteil von 38% einnimmt. Bezogen auf die Lagerungsgruppe von 0 bis 30g Einfallen beträgt sein Anteil jedoch etwa 50%.

18. — Das planmäßige Herbeiführen des Bruches. Von entscheidender Wichtigkeit für die Durchführung des Strebbruchbaus und die Aus-

[1] Schmid, F.: Neue Erkenntnisse über den Strebbruchbau. Glückauf 1949 S. 37; — ferner H. U. Ritter: Möglichkeiten und Grenzen der Anwendung von Bruchbau. Glückauf 1950 S. 950; — ferner F. Spruth: Vollversatz oder Bergehalde. Glückauf 1950 S. 237; — ferner G. Fettweis: Ist ausgeglichene Bergewirtschaft immer die wirtschaftlichste Lösung? Glückauf 1951 S. 209.

nutzung seiner Vorteile ist das planmäßige Hereinbrechen der Dachschichten. Dieses Hereinbrechen muß regelmäßig und schnell geschehen, und zwar am besten Feld für Feld. Zugleich ist es notwendig, daß die Dachschichten hoch genug hereinbrechen. Für die Berechtigung dieser Forderungen bestehen mehrere Gründe. Die in den hinteren, unausgebauten Flözraum hineinkragenden Hangendschichten müssen schnell niederbrechen, damit die Dachschichten über den Arbeitsfeldern von dieser Last befreit werden. Auf diese Weise wird ein zusätzlicher Druck, dem die Dachschichten über den Arbeitsfeldern und damit auch der Strebausbau nicht gewachsen sein würden, abgewendet. Ein genügend hohes Abbrechen ist erforderlich, damit der Bruchraum so hoch durch die hereinbrechenden Gesteinsschichten verfüllt wird, daß das sich absenkende Haupthangende eine Auflage findet. Geschieht dieses nicht, bleibt das Haupthangende also ohne Unterstützung, so kommt es zu einer Häufung von Spannungen, die sich in plötzlichen Brüchen des Haupthangenden auslösen und dadurch eine außerordentliche Druckzunahme am Kohlenstoß sowie eine unzulässig hohe Beanspruchung des Strebausbaus herbeiführen können. Bei Sandsteinen erfolgt dieses Auflegen freilich nicht so schnell wie bei Tonschiefern. Die als „Hauptdruck" bezeichneten Erscheinungen treten dann beim Strebbruchbau ebenso auf wie beim Strebbau mit Versatz. Gelegentlich kann es vorkommen, daß die Dachschichten nicht so schnell brechen, wie es für den Betriebsablauf erforderlich ist. Man holt sie dann durch Schießarbeit herunter. Diese Maßnahme sollte jedoch, abgesehen von anlaufenden Bruchbaustreben, eine Ausnahme bilden. Wird sie zur Regel, so ist zweckmäßiger ein anderes Versatzverfahren zu wählen.

19. — Einfluß des Hangenden und Liegenden. Es ist begreiflich, daß je nach der Beschaffenheit der das Hangende und Liegende bildenden Gesteinschichten der Bruch mehr oder weniger leicht herbeizuführen ist. Je geringer die Biegefestigkeit des hangenden Gesteins und je weniger tragfähig es ist, desto leichter wird es abbrechen. Auch ist der Häufigkeit und dem Verlauf der Klüfte sowie der durch den Zusatzdruck hervorgerufenen Vorzerklüftung des Hangenden besondere Bedeutung beizulegen, weil sie den Bruch begünstigen. Tonschiefer, Sandschiefer und plattige Sandsteine sind günstiger als dickbankige, klotzige Sandsteine, Konglomerate oder Quarzite. Letztere brauchen im allgemeinen eine gewisse Zeit, bis sie für das Hereinbrechen „reif" geworden sind, d. h. bis der Bruch vorgebildet ist. Die Höhe, bis zu der das Hangende hereinbricht, hängt von der Flözmächtigkeit und der Schüttungszahl des Gesteins ab. Mit größerer Flözmächtigkeit und geringerer Schüttungszahl nimmt bei sonst gleichen Verhältnissen die Höhe des Bruchraumes zu. In der Regel kann mit einer Höhe von 2- bis 3facher Flözmächtigkeit gerechnet werden, bis zu der das Hangende hereinbricht oder, mit anderen Worten, die *Dachschichten* reichen. Wenn auch besonders klotzige Sandsteinschichten im Hangenden den Bruchbau nicht so leicht durchzuführen erlauben, so ist doch, wie Erfahrungen der letzten Jahre zeigen, die Art des Hangenden selten als Ursache dafür anzusehen, daß Bruchbau sich nicht anwenden läßt. Die Art des Liegenden ist von größerer Bedeutung. Da es den Ausbau und damit die Last des Hangenden aufzunehmen hat, muß es möglichst fest sein. Weiches Liegendes verändert den Grad der Starrheit des Ausbaus, indem Stempel und Wander-

kästen sich eindrücken. Hierdurch wird ihr Rauben und häufig auch das Abbrechen der Hangendschichten erschwert.

Aber nicht allein die Art des Hangenden oder Liegenden sind für die Beherrschung des Strebbruchbaus maßgebend, sondern auch das Zusammenwirken verschiedener Gesteinsarten im Hangenden und Liegenden kann von Wichtigkeit sein. Infolge der Druckverteilung um einen Strebraum treten *Schubbewegungen* auf, die zum Alten Mann gerichtet sind und zu einer Schiefstellung des Ausbaus führen können. Damit werden sie auch zu einer Gefahr für die Sicherheit des Strebes. Diese Schubbewegungen sind besonders ausgeprägt, wenn im Hangenden und Liegenden verschiedene Gesteinsarten, also z. B. Sandstein im Hangenden und Schiefer im Liegenden oder umgekehrt, vorhanden sind[1]. Das weichere Gestein weicht dann dem Druck entsprechend nach dem Alten Mann hin aus und führt so obige Erscheinung herbei. Je nach dem Ausmaß der Schubbewegungen muß dann die Bruchkante durch zusätzlichen Ausbau gesichert werden.

Schließlich ist zu erwähnen, daß für die Gewinnbarkeit der Kohle beim Strebbau die Stellung der Strebfront zu den *Schlechten* zu beachten ist. Für die Beherrschung des Hangenden kann ihre Stellung zu den *Klüften*, d. h. zu den sich in das Hangende fortsetzenden Schlechten, von Bedeutung sein. Die sich parallel zur Strebfront bildenden Setzrisse sind dann besonders ausgeprägt und können zu einem Strebbruch führen, wenn die Klüfte parallel zum Kohlenstoß verlaufen. Die Setzrisse begünstigen zwar das Hereinbrechen des Hangenden, jedoch ist ihre Gefahr für die Sicherheit des Strebes um so größer, je gröber und klotziger das Hangende hereinbricht. Man stellt daher am zweckmäßigsten die Kohlenfront in einem bestimmten Winkel zum Verlauf der Klüfte. Für Schieferhangendes sind im allgemeinen 10^g angemessen, während für schwer beherrschbaren Sandstein 20—25^g angezeigt sind.

20. — Der Ausbau[2]. Ganz wesentlich wird das planmäßige Hereinbrechen von der Art des Strebausbaus beeinflußt. Geringe Nachgiebigkeit und geradlinige, dem Abbaustoß parallel verlaufende Anordnung sind im allgemeinen als Hauptforderung zu stellen. In der Mehrzahl der Fälle gilt, daß, je starrer das Hangende über den Arbeitsfeldern gestützt worden ist, je früher der Ausbau eingebracht werden konnte, also je weniger Gelegenheit den Dachschichten gegeben wurde, sich abzusenken, um so eher fällt nach Rauben des Ausbaus der Bruch. Um ein Bild zu gebrauchen, sei darauf hingewiesen, daß ein Stock leichter an der Kante einer Stahlplatte als über einer Gummiunterlage zu brechen ist. Andererseits kann ein weniger starrer Ausbau auch von Vorteil sein, vor allem dann, wenn leicht zu Bruch zu werfende Schichten das Hangende bilden und das Liegende weich ist.

Als Ausbauteile dienen fast nur frühtragende Stahlstempel. Holzstempel sind bei Strebbruchbau nur noch selten zu finden. Bei ungünstigen Nebengesteinsverhältnissen und um gefährlichen Schubbewegungen zu begegnen, wird die Bruchkante vielfach durch Ausbaumittel zusätzlich gesichert. Nach den heutigen Erkenntnissen gilt jedoch der Strebbruchbau ohne zusätzliche

[1] Schmid, F., zitiert S. 213.

[2] Spruth, F.: Strebausbau in Stahl und Leichtmetall. Essen: Verlag Glückauf 1951.

Sicherung der Bruchkante als das günstigste und einfachste Verfahren und wird infolgedessen auch mehr und mehr angewendet.

Wanderkästen müssen dann an der Bruchkante aufgestellt werden, wenn der Streb in Holz ausgebaut ist oder wenn bei Stahlausbau das Liegende sehr weich ist und die Stempel einsinken. In beiden Fällen nehmen die Wanderkästen vermöge ihrer größeren Grundfläche eine beträchtliche Last auf. Auch bei Einfallen über 30° sowie bei Schubbewegungen des Hangenden müssen Wanderkästen vielfach die zusätzliche Sicherung der Bruchkante übernehmen. Eine günstige Anordnung der Wanderkästen zur Aufnahme von Schubkräften zeigt Abb. 174. Die Nachteile der Wanderkästen bestehen

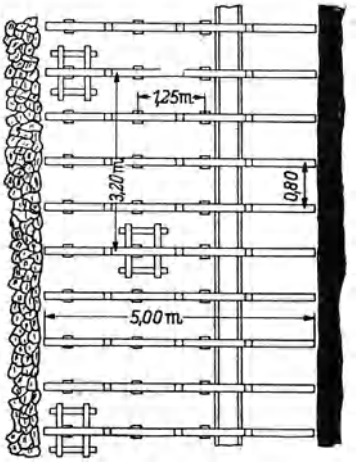


Abb. 174. Versetzte Anordnung der Wanderkästen beim Strebbruchbau

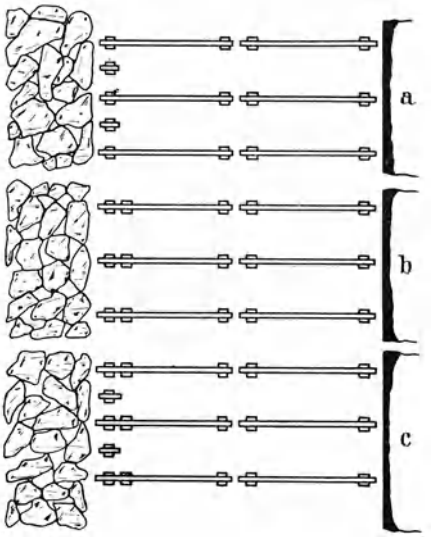


Abb. 175. Sicherung der Bruchkante beim Strebbruchbau.
a einfache Stempelreihe; — b doppelte Stempelreihe; — c Schutzbau

in dem hohen Schichtenaufwand beim Rauben und Wiederaufbauen und in der größeren Breite des offenen Strebraumes.

Diese Nachteile werden durch die *Stempelkästen*, von denen die sog. Stempelpfeiler der Fa. Wiemann sowie die Mecapile-Kästen erwähnt seien, vermindert. Noch weitgehender werden diese Nachteile durch Reihenstempel vermieden. Die *Reihenstempel* können, wie Abb. 175 zeigt, als einfache Stempelreihe, als Doppelreihe oder auch als sog. Schutzbau eingebracht werden. Die Doppelreihe hat vor der einfachen Stempelreihe den Vorteil, daß sie nicht so leicht umgeschoben wird. Die einfache Stempelreihe verhindert weitgehend das Hereinrollen der verbrochenen Bergemassen in den Strebraum und wird infolgedessen bei größeren Mächtigkeiten vorgezogen. Die Reihenstempel nehmen jedoch nur eine geringe Last auf. Dies vor allem deswegen, weil sie erst dann gesetzt werden, wenn die anderen Strebstempel bereits ihre höchste Lastaufnahme erreicht haben und weil beim Strebbruchbau der höchste Druck in $^2/_3$ des Abstandes der

Bruchkante vom Strebstoß erreicht wird. Die Wirksamkeit der Reihenstempel ist also, abgesehen von Zeiten des Periodendrucks, gering. Sie erfordern 20—30% mehr Ausbauarbeit, und so hat auch ihre Anwendung abgenommen.

Im allgemeinen ist es günstiger, das Hangende gleichmäßig zu unterstützen, da dann die Forderung am ehesten zu erfüllen ist, die Absenkung des Hangenden gering zu halten. Man zieht es daher nach Möglichkeit vor, der Bruchgefahr durch Erhöhung der Stempeldichte zu begegnen, indem man den Bauabstand verringert.

Für das Gelingen des Strebbruchbaus ist das vollständige und planmäßige Rauben des Ausbaus von entscheidender Bedeutung. Das Rauben der Stempel und das Umsetzen der Wanderkästen geschieht zumeist in schwebender Richtung. Sind mehrere Raubkolonnen mit dieser Arbeit beschäftigt, so arbeiten sie in bestimmter Entfernung gleichzeitig. Es ist dabei günstig, eine Kolonne in Strebmitte beginnen zu lassen, weil hier der Bruch am ersten kommt. Auch ist es bei sehr flachem Einfallen möglich, von der Strebmitte aus schwebend und fallend zu rauben. Die Leistungen beim Stempelrauben sind nach Stempelbauart, Mächtigkeit, Einfallen und Druckverhältnissen recht unterschiedlich. Sie schwanken zwischen 60 und 120 Stempeln je Mann und Schicht. Beim Umsetzen der Wanderkästen kann je nach den Umständen mit einer Leistung von 5—15 Stück je Mann und Schicht gerechnet werden. Auslösevorrichtungen sind bei dieser Arbeit sehr zeitsparend.

Der Betriebsablauf in Bruchbaustreben ist häufig der gleiche wie in Versatzstreben; die Raubschicht entspricht dabei der Versatzschicht.

21. — Bergerippen beim Strebbruchbau. Der Strebbruchbau kann ohne oder mit Bergerippen geführt werden. Bergerippen erhalten eine Breite von doppelter oder dreifacher Flözmächtigkeit, verlaufen mehr oder weniger parallel zu den Abbaustrecken, und zwar in lichten Abständen, die 10—50 m betragen können. Die Berge zum Aufbau der Rippen werden dem Bruch entnommen.

Beim Übergang vom Strebbau mit Vollversatz zum Strebbruchbau in den Jahren nach 1930 glaubte man, entsprechend dem britischen Vorbild, auf Bergerippen nicht verzichten zu können. Ihre Aufgabe wurde und wird darin gesehen, die ganze flache Bauhöhe in einzelne Bruchabschnitte zu unterteilen, um das Hereinbrechen zu erleichtern und die Abschnitte besser beherrschen zu können. Es hat sich jedoch gezeigt, daß die Bergerippen im allgemeinen nicht notwendig, vielmehr dem Hereinbrechen der Dachschichten auf langer, gerader Front hinderlich sind. Hier sei an die Schädlichkeit von im Bruchraum stehengebliebenen Ausbauteilen erinnert. Bergerippen wirken sich vielfach ähnlich aus, indem sie zusätzlichen Druck auf die Arbeitsfelder und den Kohlenstoß übertragen und die Beschaffenheit des Hangenden vielfach verschlechtern. Wegen dieser nachteiligen Einflüsse werden Bergerippen heute kaum noch mitgeführt, es sei denn, daß besonders schwierige Bedingungen — wie sie z. B. in der Nähe von Störungen auftreten können — dazu zwingen.

Nur die Abbaustrecken sind zu beiden Seiten, zum mindesten aber nach der Seite des Strebs, durch Bergedämme, z. T. durch gefüllte Holzkästen verstärkt, zu schützen. Als Breite der Dämme haben sich 3—10 m als ausreichend

erwiesen. Die Berge entstammen meist den Abbaustrecken, zuweilen auch einem Blindort oder Bergemitteln. Jedenfalls haben sich diese Dämme in Verbindung mit geeignetem Holz- oder Stahlausbau als ausreichende Mittel zum Aufrechterhalten der Abbaustrecken von Bruchbaustreben im Vorbau erwiesen.

22. — Grenzen der Anwendbarkeit. Der Einfluß des *Hangenden* und *Liegenden* auf die Anwendbarkeit des Strebbruchbaus ist unter Ziff. 19 bereits behandelt worden. Auch durch die *Flözmächtigkeit* und das *Einfallen* werden Grenzen gesteckt, da mit zunehmender Mächtigkeit und mit wachsendem Einfallen das Hangende schwieriger zu beherrschen ist. Es muß nicht nur die Stempeldichte erhöht werden, auch das Rauben des Ausbaus wird erschwert, und die Gefahr, daß er umgeschoben wird, nimmt bei größerem Einfallen zu. Weiterhin ist zu beachten, daß das Hereinbrechen der Dachschichten mit zunehmendem Einfallen vielfach deshalb weniger leicht gelingt, weil eine abnehmende Komponente der Schwerkraft bankrecht wirkt. Die Schwierigkeiten überlagern sich, wenn große Mächtigkeit und stärkeres Einfallen zusammentreffen. Diesem Umstand tragen die Richtlinien der Bergbehörden Rechnung, von denen z. B. diejenigen des Oberbergamtes Dortmund vom 31. 7. 1953 den Bruchbau wie folgt beschränken:

bei einem Einfallen von 0 bis 20g auf Flöze bis 2,20 m Mächtigkeit,
bei einem Einfallen von 20 bis 30g auf Flöze bis 1,50 m Mächtigkeit,
bei einem Einfallen von 30 bis 40g auf Flöze bis 1,00 m Mächtigkeit.

Aber auch in außerhalb dieser Werte gelegenen Fällen kann Bruchbau durchführbar sein, eine Tatsache, der die Bergbehörde durch Sondergenehmigungen Rechnung trägt.

Die *Grubenbrandgefahr* kann ebenfalls die Anwendung des Strebbruchbaus verbieten. Dies ist vornehmlich der Fall, wenn in geringer Entfernung (etwa bis 2,5fache Flözmächtigkeit) über dem gebauten Flöz zu Selbstentzündung neigende Nebenflöze oder Brandschiefer anstehen, die beim Zubruchwerfen des Hangenden in den Alten Mann geraten. Auch an Störungen, die den Streb durchsetzen, ist diese Gefahr vorhanden, weil die Kohle nie so vollständig hereingewonnen werden kann, wie es zur sicheren Verhütung von Bränden erforderlich ist.

Hin und wieder wird auf die *Grubengasgefahr* aufmerksam gemacht. Sie dürfte jedoch kein Hindernis für Bruchbau darstellen, zumal bei ihm die Ausgasung im Streb geringer sein kann als bei Vollversatz[1]. Die Ausgasung kann lediglich insofern größer werden, als der Bruchbau einen höheren Abbaufortschritt erlaubt und dieser eine größere Ausgasung zur Folge hat. Man wird dann der höheren Ausgasung jedoch durch Absaugen des Gases aus Bohrlöchern oder durch andere Absaugeverfahren (vgl. Bd. I, S. 556) zu begegnen versuchen.

23. — Vor- und Nachteile. Die Frage, ob weitgehend Vollversatz bei ausgeglichener Bergewirtschaft oder Bruchbau mit nicht ausgeglichener Bergewirtschaft angewendet werden sollte, wird im Abschn. Bergeversatz, Ziff. 113, eingehend behandelt. Der größte Vorteil des Strebbruchbaus liegt

[1] WINTER, K.: Ausgasungsgefahren im Steinkohlenbergbau, ihre Ursachen und ihre Überwachung. Glückauf 1953 S. 617.

in seiner Unabhängigkeit von der Bergezufuhr, so daß man in der Bemessung der Streblänge und des Abbaufortschrittes weitgehend unabhängig ist. Der Strebbruchbau gestattet zudem durch seine größere Ausbaudichte eine bessere Beherrschung des Hangenden über dem Strebraum, so daß — wie erwiesen ist — weniger Strebbrüche auftreten und auch die Steinfallgefahr geringer ist. Weiterhin ist als Vorteil zu erwähnen, daß er in vielen Fällen eine einfachere Betriebsorganisation aufweist und die Mechanisierung der Kohlengewinnung erleichtert.

Als Hauptnachteil ist im allgemeinen die in seinem Gefolge auftretende größere Absenkung der Erdoberfläche sowie die unter Umständen größeren untertägigen Bergschäden, besonders auf der Wettersohle, zu erwähnen. Unter Gebieten, die senkungsempfindlich sind, ist daher zu erwägen, ob die zusätzliche Belastung durch Bergschäden die mittelbar und unmittelbar mit dem Bruchbau verbundene Kostensenkung aufhebt oder nicht. Durch die größere Ausbaudichte von 20—25% ist im Streb entsprechend mehr Ausbauarbeit nötig. Auch ist häufig die Gewinnungsleistung etwas geringer als bei Vollversatz. Dem steht jedoch geringerer Feinkohlenanfall und verminderte Staubbildung als Vorteil gegenüber.

Die früher häufig vertretene Auffassung, daß die Staubbelästigung und damit die Silikosegefahr beim Strebbruchbau größer sei als beim Abbau mit Vollversatz, hat sich als nicht richtig erwiesen. Gegenüber dem in der flachen und halbsteilen Lagerung vorwiegend angewendeten Blasversatz weist der Bruchbau sowohl im Gesamtstaub- als auch im Feinstaubbereich günstigere Werte auf[1]. Hinsichtlich der Unfallhäufigkeit ist der Bruchbau ebenfalls günstiger zu beurteilen als der Abbau mit Vollversatz[2]. Betrachtet man nur die Arbeiten im Streb, so hat der Bruchbau zwar etwas mehr tödliche Unfälle, jedoch eine wesentlich niedrigere Gesamtunfallzahl als der Vollversatz, für den die Unfälle in der Bergezufuhr noch in diesen Vergleich einzubeziehen wären.

d) Besondere Fälle der Anwendung des Strebbaus

24. — Strebbau in Bänken auf mächtigen Flözen. Mehr als 3—4 m mächtige Flöze lassen sich nicht in ihrer vollen Mächtigkeit im Strebbau gewinnen. Um dieses Abbauverfahren dennoch anwenden zu können, wird das mächtige Flöz in Bänke von geringerer Mächtigkeit aufgeteilt. Bergemittel oder natürliche Lösen begrenzen die Bänke, die 1—2,5 m mächtig zu sein pflegen. Jede Bank stellt gewissermaßen ein Flöz für sich dar und wird im Strebbau abgebaut. Es kann dies allerdings nicht ohne Rücksichtnahme auf den anderen Teil des Flözes geschehen. Infolgedessen sind Entschlüsse darüber zu fassen, ob 1. die Unterbank und dann die Oberbank oder aber die Unterbank nach der Oberbank gebaut werden soll, ob 2. der Abbau der einzelnen Bänke in kurzen Abständen hintereinander, praktisch also gleichzeitig erfolgen, oder ob eine Bank innerhalb eines Bauabschnitts

[1] Breuer, H.: Ergebnisse des betrieblichen Staubmeßverfahrens im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1956 S. 1009.

[2] Rauer, G.: Die Unfallhäufigkeit bei Bruchbau und Vollversatz. Glückauf 1953 S. 359.

schon abgebaut sein soll, bevor die nächste in Angriff genommen wird und ob 3. Versatz eingebracht oder das Dach zu Bruch geworfen werden soll.

Neigt die Kohle zur Selbstentzündung oder sind tektonische Störungen zu erwarten, so ist ein Abbau von oben nach unten notwendig oder zum mindesten empfehlenswert. Eine solche Reihenfolge läßt auch Bruchbau zu. Ein Abbau mit Versatz ist in jeder Bank möglich. Wird aber von unten nach oben gebaut, so ist Bruchbau nur in der obersten Bank anwendbar.

Der zeitliche Abstand zwischen dem Abbau der einzelnen Bänke ist beim Abbau von oben nach unten in der Regel größer als bei der umgekehrten Abbaufolge. Der Grund hierfür ist meist der Wunsch, den Versatz oder die Bruchberge sich verfestigen zu lassen, um ein einigermaßen gutes Dach im Streb der nächstunteren Bank zu erzielen. Sind die Bänke jedoch durch

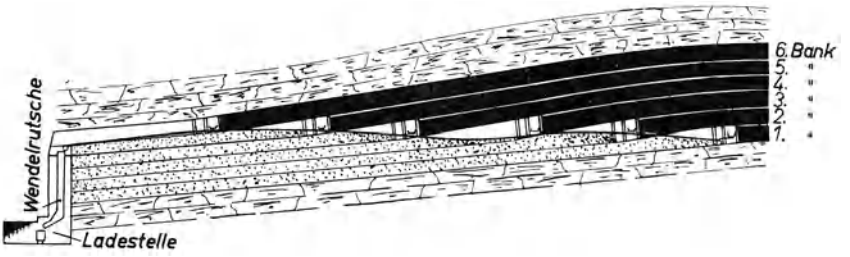


Abb. 176. Schwebender Strebbau in mehreren Bänken gleichzeitig

ein festes Bergemittel getrennt, spielt die Wartezeit nur eine untergeordnete Rolle. Beim Abbau von unten nach oben empfiehlt sich wegen der hiermit verbundenen Brandgefahr eine längere Wartezeit nicht.

Vielmehr sollte man anstreben, die Bänke in Abständen von 20—40 m praktisch gleichzeitig zu bauen, wie dies z. B. für 6 Bänke in Abb. 176 von einer sächsischen Grube gezeigt ist. Die Betriebszusammenfassung erreicht dann ihr mögliches Höchstmaß.

Findet der Abbau nur in zwei Bänken statt, empfiehlt es sich, die Unterbank mächtiger zu wählen als die Oberbank, um Schwierigkeiten, die mit dem Abbau der Oberbank verbunden sein können, zu verringern. Um durch den Abbau der Unterbank im Hangenden entstandene Setzrisse ihrer ungünstigen Einwirkung auf den Abbau der Oberbank zu entziehen, ist es ratsam, die Strebfronten in beiden Bänken nicht parallel, sondern winklig zueinander zu stellen.

25. — Der Abbau nahe beieinander gelegener Flöze im Strebbau. Für den Abbau nahe beieinander gelegener Flöze der flachen Lagerung gelten grundsätzlich die gleichen Gesichtspunkte wie für den Abbau mächtiger Flöze in Bänken. Es ist dies insbesondere der Fall, wenn die Gesamtmächtigkeit beider Flöze einschließlich des sie trennenden Bergemittels nicht größer als etwa 4,5 m ist, da alsdann eine Abbaustrecke für beide Flöze gemeinsam aufgefahren werden kann. Es ist möglich, beide Flöze einzeln für sich und getrennt voneinander abzubauen. Es kann dies auf zweierlei Weise geschehen: 1. als Vorbau im oberen Flöz mit Bruchbau oder Vollversatz

mit anschließendem Rückbau im unteren Flöz ebenfalls mit Vollversatz oder Bruchbau. 2. als Vorbau im unteren Flöz mit Vollversatz und anschließendem Rückbau im oberen Flöz im Bruchbau oder mit Vollversatz. Zugunsten dieses getrennten Abbaus beider Flöze spricht die größere Anpassungsfähigkeit der Abbaubetriebe an die Betriebsbedingungen, insbesondere an unterschiedliche Mächtigkeit und verschiedenen Gang der Kohle. Ferner wirken sich Störungen, auch tektonischer Art, des einen Betriebes nicht auf den anderen aus.

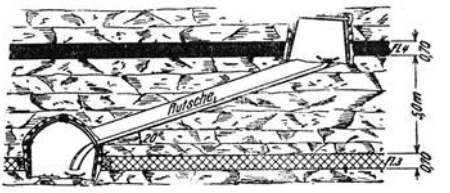


Abb. 177. Durchbruch von der Kohlenabfuhrstrecke im oberen Flöz zur Hauptabbaustrecke im unteren Flöz

Die Nachteile, die in einer geringeren Betriebsgröße und damit in einer schlechteren Ausnutzung der Abbaustrecken- und Zwischensohlenförderung sowie in der Notwendigkeit bestehen, die Abbaustrecken länger aufrechtzuerhalten, sind erheblich. Der gleichzeitige, d. h. der in Abständen von 20—40 m aufeinanderfolgende Abbau sollte daher immer dann vorgezogen werden, wenn nicht weitere schwerwiegende Gründe dagegen sprechen. Diese können in Ansprüchen der Kokerei an die Zusammensetzung der Kokskohle oder der Aufbereitung bei hohem Bergegehalt der Flöze liegen.

Welches der benachbarten Flöze zuerst zu bauen ist, hängt von der Gefahr der Selbstentzündung sowie von der Gewinnbarkeit der Kohle ab. Neigt das obere Flöz zur Selbstentzündung, so wird dieses Flöz zuerst gebaut werden müssen. Im anderen Fall ist die Gewinnbarkeit ausschlaggebend. Es muß alsdann das Flöz mit der festeren Kohle unter Ausnutzung des Zusatzdruckes zuerst in Angriff genommen werden. Wird das liegende Flöz zuerst gebaut, so ist die Anwendung von Vollversatz selbstverständlich. Schwieriger ist diese Frage zu beantworten, wenn das hangende Flöz vorweg gebaut wird. Ist dessen Mächtigkeit gering, so kann dem Bruchbau der Vorzug gegeben werden. Bei größerer Mächtigkeit können seiner Anwendung jedoch dann Bedenken entgegenstehen, wenn auch das liegende Flöz mit Bruchbau betrieben werden soll, da dann mit zunehmender Gesamtmächtigkeit die Beherrschung des periodischen Haupt- oder Setzdruckes schwieriger wird.

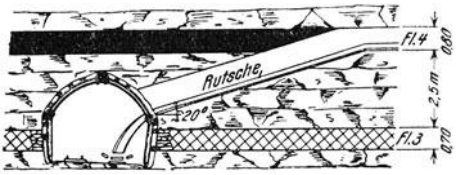


Abb. 178. Durchbruch vom Streb im oberen Flöz zur Abbaustrecke im unteren Flöz

Auch wenn die Entfernung der Flöze so groß ist, daß es unmöglich wird, sie durch eine gemeinsame Abbaustrecke vorzurichten, behalten die oben aufgeführten Gesichtspunkte für die Abbauführung ihre grundsätzliche Gültigkeit. Die Hauptabbaustrecke wird dann beim gemeinsamen Abbau in das untere Flöz gelegt. Die Kohlenabfuhrstrecke im oberen Flöz wird in geringerem Querschnitt aufgefahren, in geeigneten Abständen mit der unteren

mittels Durchbrüchen verbunden (Abb. 177) und von Zeit zu Zeit abgeworfen. Ist das Zwischenmittel nur geringmächtig, so kann man auf eine obere Abbaustrecke verzichten und vom oberen Streb in Verlängerung jeden dritten Feldes zur Abbaustrecke im unteren Flöz durchbrechen (Abb. 178).

26. — Strebbau bei geneigtem und steilem Einfallen. Überschreitet das Einfallen etwa 30g, so kann beim streichenden Strebbau der Zweiketten-Kratzerförderer oder die Schüttelrutsche — der Gummigurtförderer ist nur bis 15g Einfallen anwendbar — durch eine feste Rutsche ersetzt werden. Und zwar ist dieses für Kohle im allgemeinen etwas eher der Fall als für die schwerer rutschenden Berge, vor allem wenn es sich um lettige Waschberge handelt. Zugleich nehmen aber die Schwierigkeiten eines streichenden Verhiebs zu. Die Geschwindigkeit, mit der Kohle und Berge in der festen Rutsche und schließlich ab etwa 42g ohne Rutsche auf dem Liegenden sich bewegen, vermehren Unfallgefahr und Staubbildung, so daß oberhalb 30g vor Erfindung der Stauscheibenförderer streichender Strebbau mit streichendem Verhieb wenig angewandt wurde oder nur Abbaubetriebe mit geringer Tagesförderung zuließ. Die Stauscheibenförderer haben hier einen Wandel geschaffen, so daß in der halbsteilen Lagerung Stoßlängen bis zu 200 m und tägliche Fördermengen von 100—300 t üblich geworden sind. Die Versatzförderung findet entweder auf festen Rutschen oder wirksamer durch Rohrleitungen (Fließversatzverfahren) statt. Auch der Blasversatz hat bei diesem Einfallen eine erhebliche Verbreitung.

Überschreitet das Einfallen 40g, so reicht in der Regel die Schwerkraft allein zur Abbauförderung. Dann aber werden Kohlenstoß und Versatzböschung schräg gestellt, um ohne Gefahr eine große Anzahl von Hauern an der Kohlenfront verteilen zu können. Der Schrägbau tritt dann also an die Stelle des Strebbaus. Der in steiler Lagerung auch mögliche Strebbau mit fallendem Verhieb wird dagegen nur noch selten angewandt. Er erlaubt nur eine geringe Belegung (2—4 Mann) und eine dementsprechend geringe tägliche Förderung. Auch ist bei ihm die Zerkleinerung der Kohle sowie die Staubentwicklung erheblich.

e) Organisation des Betriebes.

27. — Vorbemerkung. Die tägliche Förderung eines Abbaubetriebes in der flachen Lagerung des Ruhrgebietes beträgt seit Jahren im Durchschnitt etwa 350 t. 500 t täglich sind häufig, und in immer zahlreicheren Fällen werden mehr als 1000 t täglich erreicht. Je größer die Abbaubetriebe sind, d. h. je höher ihre tägliche Förderung ist, um so nachdrücklicher muß auf ihre gute Organisation gesehen werden. Dieses bedeutet eine möglichst gute Ausnutzung der Kohlenfront für die Kohlengewinnung, eine gute Ausnützung und Pflege aller eingesetzten Maschinen und Vermeidung von Verlustzeiten. In Streben mit gewöhnlichem Kappenausbau, in denen das Fördermittel umgelegt wird, ist die Ordnung des Betriebes eine andere als in Streben mit rückfreier Abbaufront, in denen T-Ausbau mit Kurzkappen angewandt wird und im ganzen rückbare Zweiketten-Kratzerförderer als Fördermittel dienen.

28. — Organisation von Streben mit umzulegendem Fördermittel. In Streben, in denen Schüttelrutschen, Gummigurtförderer oder umzulegende Zweiketten-Kratzerförderer verwendet werden und Kappenausbau zur Abstützung des Hangenden dient, spielen sich drei Betriebsvorgänge ab. Dies sind die *Hereingewinnung*, das *Versetzen* oder bei Bruchbau das *Rauben des Ausbaus* sowie das *Umlegen* des Strebfördermittels, der Rohrleitungen usw. Diese Betriebsvorgänge finden aneinander anschließend in verschiedenen Schichten oder gleichzeitig in derselben Schicht statt. So ist z. B. gleichzeitig das Hereingewinnen und das Versetzen möglich, falls Blasversatz, nicht aber wenn Schleuderversatz oder Handvollversatz angewandt wird. Hierzu muß das Strebfördermittel zur Verfügung stehen. Der Betriebsvorgang Gewinnung, der sich in die Arbeitsvorgänge Lösen, Ausbauen und Wegladen der Kohle aufteilt, kann natürlich auch nicht während des Umlegens erfolgen.

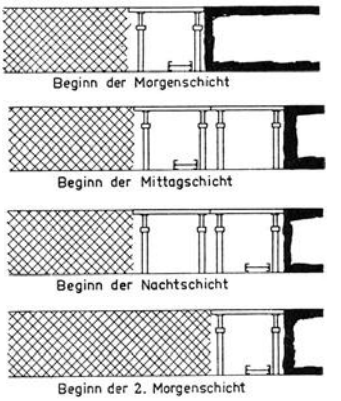


Abb. 179. Betriebsablauf bei einem offenen Feld zu Beginn der Kohlenschicht und täglichem Verhieb

Wird an jedem Arbeitstag ein Feld verhauen und dabei täglich umgelegt, so spricht man von eintägigem oder täglichem Verhieb. Dieser Zustand ist zur guten Ausnutzung der Kohlenfront und der eingesetzten Betriebsmittel stets anzustreben. Wird nur jeden zweiten oder jeden dritten Tag umgelegt, so liegt zweitägiger oder dreitägiger Verhieb vor und der Abbaufortschritt ist nur halb oder ein Drittel so groß wie beim eintägigen Verhieb. Die Zahl der Gewinnungsschichten ist bei täglichem Verhieb mindestens eine, kann aber auch zwei betragen, wenn gleichzeitig „gekohlt" und versetzt wird. Bei zweitägigem Verhieb hat man für den Abbau eines Feldes im ganzen mindestens zwei und bei dreitägigem Verhieb im ganzen mindestens drei Gewinnungsschichten notwendig. Die Zahl der Versatzschichten ist meist ebenso groß oder größer.

Von Bedeutung ist es, ob bei Beginn des ganzen Arbeitsablaufs, also der Kohlenschicht, nur ein Feld, oder ob zwei Felder offen sind. Ist, wie Abb. 179 zeigt, nur ein Feld offen, was nur bei eintägigem Verhieb möglich ist, so ist damit der Vorteil verbunden, daß die durch den Strebraum freigelegte Hangendfläche die geringst mögliche Breite hat und, was bei Stahlausbau wichtig ist, die geringst mögliche Zahl von Stempeln gebunden ist. Nachteilig ist, daß der Wetterquerschnitt gering ist und die notwendige Wettermenge eine höhere Wettergeschwindigkeit und damit stärkere Flugstaubbildung und eine höhere Wetterleistung bedingt. Auch ist die Befahrung behindert und daher die Aufsicht in der Gewinnungsschicht erschwert. Man wird daher nur bei größeren Feldbreiten sowie bei mittlerer oder großer Flözmächtigkeit von dieser Organisationsform Gebrauch machen. Schließlich ist zu erwähnen, daß sie ein gleichzeitiges Gewinnen und Versetzen nicht zuläßt und auch keine Möglichkeit bietet, Bergemittel auszuhalten und in das Versatzfeld zu werfen. Die in Abb. 180 dargestellte

Art des Vorgehens legt zwar eine größere Hangendfläche frei, vermeidet aber die obengenannten Nachteile. Sie ist daher am verbreitetsten.

In Abb. 181 ist ein streichender Strebbau wiedergegeben, bei dem die Hereingewinnung in zwei Schichten stattfindet und bei Anwendung von Blindort- oder Blasversatz in der dritten Schicht das Strebfördermittel umgelegt wird.

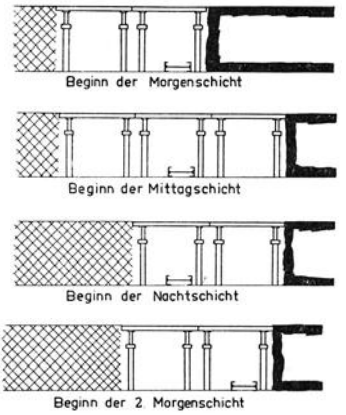


Abb. 180. Betriebsablauf bei zwei offenen Feldern zu Beginn der Kohlenschicht und täglichem Verhieb

Die Belegung eines jeden Strebs sollte grundsätzlich dreischichtig sein. Hiervon sind die beiden Tagesschichten in der Regel am stärksten belegt, während in der Nachtschicht umgelegt und versetzt wird, was eine geringere Anzahl von Leuten erfordert. Eine besondere Frage ist, ob in einer Schicht oder in zwei Schichten die Kohlengewinnung stattfinden soll. Wenn die zweischichtige Gewinnung keine höhere Fördermenge zu erzielen gestattet als die einschichtige, so ist die einschichtige immer billiger, da alsdann nicht nur die Betriebsmittel des Strebs, sondern auch die der anschließenden Abbaustreckenförderung usw. nur einschichtig in Betrieb zu sein brauchen. Bei zweischichtiger Gewinnung muß also eine höhere Förderung erreicht werden.

Einer dreischichtigen Belegung je Tag wird zuweilen eine vierschichtige Belegung vorgezogen. Es findet dann praktisch eine Ablösung vor Ort statt,

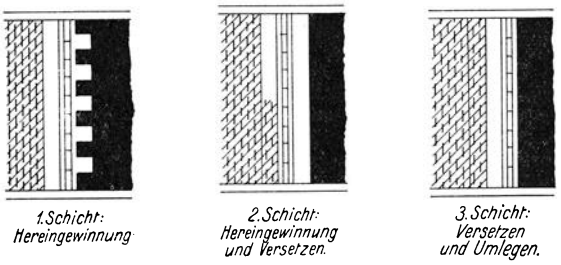


Abb. 181. Betriebsablauf bei täglichem Verhieb und Kohlengewinnung während zweier Schichten

und die Pausen im Streb werden verringert. Mindestens zwei der Schichten können dann Gewinnungsschichten sein. Ein Merkmal dieses Verfahrens ist allerdings, daß der Schichtwechsel nicht mehr für die Beendigung etwa nicht fertig gewordener Betriebsvorgänge der Vorschicht zur Verfügung steht und dadurch die Einhaltung eines strengen Rhythmus im Betriebsablauf erschwert werden kann.

29. — Organisation von Streben mit rückfreier Abbaufront. Die Organisationsformen von Streben mit rückfreier Abbaufront unterscheiden sich von denen mit umlegbarem Fördermittel einmal durch den Fortfall

einer gesonderten Umlegeschicht. Bei der Gewinnung durch Hobeln wird der Zweiketten-Kratzerförderer während der Gewinnung in kurzen Absätzen vorgerückt. Bei Gewinnung mit Schrämmaschinen, Abbauhammer oder Schießarbeit findet das Vorrücken am Ende der Gewinnungsschicht innerhalb kurzer Frist durch die Strebbelegschaft statt. Stets wird ein T-Ausbau mit oder ohne Gelenkkappen eingebracht. Bei vollmechanischer Gewinnung, sei es durch Hobel oder durch schneidende Gewinnungsmaschinen, sind die meisten im Streb eingesetzten Leute nur mit dem Ausbauen sowie mit dem Einbringen von Versatz beschäftigt.

Eine der möglichen Organisationsformen lehnt sich an die von Streben mit umlegbarem Fördermittel insofern an, als in einer Schicht die Kohlengewinnung, in der zweiten Schicht das Rauben des Ausbaus oder das Ein-

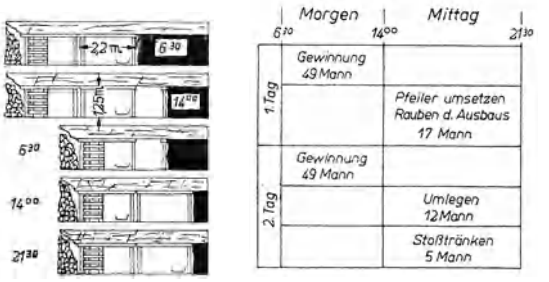


Abb. 182. Beispiel für den Betriebsablauf bei Abbauhammergewinnung mit Schüttelrutschenförderung (Strebbruchbau)

bringen von Blasversatz stattfindet und die dritte Schicht der Pflege der eingesetzten Maschinen dient. Angesichts der Notwendigkeit, die Betriebsmittel eines vollmechanisierten Strebs gut auszunützen, wird jedoch ein hoher Abbaufortschritt in immer zahlreicheren Fällen angestrebt. Dieser ist zwar vielfach nur dann zu erreichen, wenn auf zwei oder gar drei Schichten Kohle gewonnen und gleichzeitig der Ausbau geraubt und das Hangende zu Bruch geworfen oder Blasversatz eingebracht wird. Drei Gewinnungsschichten sind allerdings nur bei vierschichtiger Belegung möglich, damit eine Schicht zur Pflege und Unterhaltung der Maschinen zur Verfügung steht.

Auch bei Unterschrämen des Kohlenstoßes und Verfahren der Maschine auf dem Zweiketten-Kratzerförderer sollte möglichst nicht nur einmal, sondern vielmehr zwei- oder dreimal je Schicht geschrämt werden. Es ist dies um so notwendiger, weil die Schramtiefe meist nur den 0,8—1,25 m langen Kurzkappen entspricht, und so bei einmaligem Schrämen nur ein geringer Abbaufortschritt erreichbar wäre.

Beispiele für den Betriebsablauf und die Belegung beim Strebbau. In Abb. 182 ist der Betriebsablauf eines zweischichtig belegten Abbauhammerbetriebes mit Schüttelrutschenförderung in einem 1,25 m mächtigen, mit 10° einfallenden Eßkohlenflöz dargestellt. Der Ausbau besteht aus 2,2 m langen, streichend verlegten Schalhölzern, die von jeweils zwei Holzstempeln getragen werden, sowie aus Wanderkästen an der Bruchkante. In zwei Tagen wird während der Frühschicht ein Feld von 2,2 m Breite hereingewonnen, so daß der tägliche Abbaufortschritt

1,10 m beträgt. Auf der Mittagsschicht des 1. Tages werden die Wanderkästen umgelegt sowie der Ausbau geraubt. Die Schüttelrutsche wird im Anschluß an die Gewinnungsschicht des 2. Tages umgelegt. Gleichzeitig findet das Tränken des Kohlenstoßes statt. Man erzielt einmal auf diese Weise den Vorteil einer großen Feldbreite für das Umlegen, andererseits kann die Belegschaft der Mittagsschicht wechselweise an jedem 2. Tage die Raub- oder Umlege- und Tränkarbeiten durchführen. Auch ist es möglich, den Abbaubetrieb von zweischichtigem auf vier-

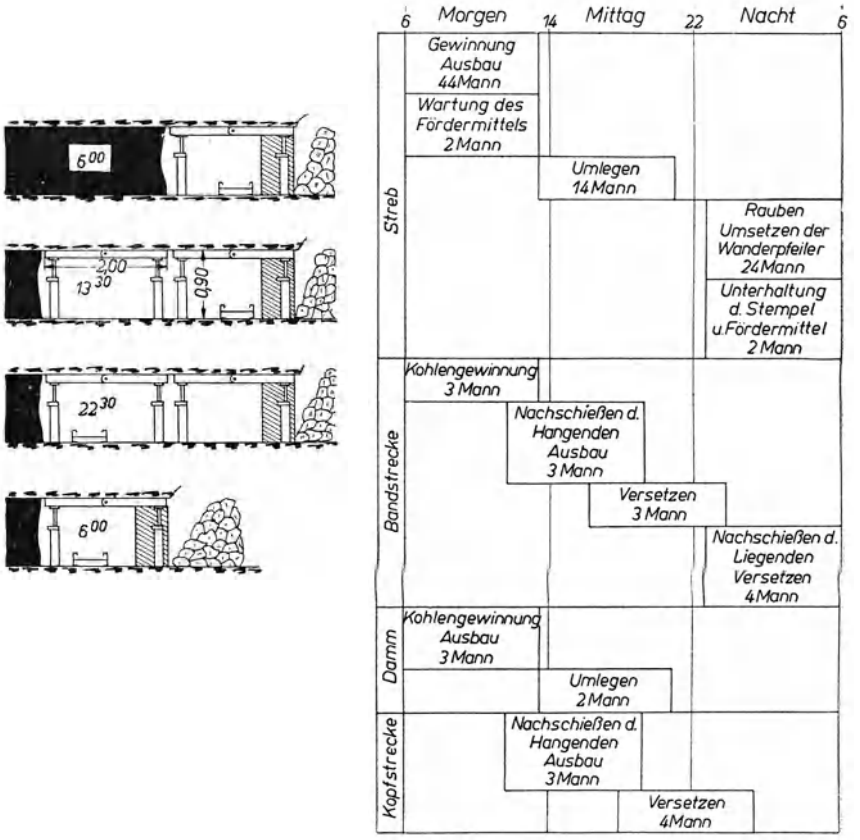


Abb. 183. Beispiel für den Betriebsablauf bei Abbauhammergewinnung mit Zweiketten-Kratzerförderer (Strebbruchbau)

schichtigen Rhythmus mit zwei Gewinnungsschichten je Tag umzustellen. Bei 180 m Streblänge beträgt die tägliche Förderung 310 t, die Leistung in der Gewinnung 6,3 und die Strebleistung 4,7 t/MS.

Abb. 183 zeigt ein Belegungsbeispiel für den Abbau eines 0,9 m mächtigen Fettkohlenflözes von 18g Einfallen. Auf der Morgenschicht wird der 200 m lange Kohlenstoß auf eine Feldbreite von 2 m mit Abbauhämmern hereingewonnen. Der Hauer gewinnt die Kohle zunächst auf eine Kurzkappenlänge herein, baut eine Kappe vor und setzt den Stempel darunter. Nach Erweitern des Einbruchs auf Feldbreite wird eine weitere Kappe vorgepfändet und durch einen zweiten Stempel unterstützt. Durch diese Art des Ausbaus, vielfach Portalausbau genannt, lassen sich tiefere Einbrüche ohne Unterstützung des Hangenden vermeiden. Gleichzeitig wird durch eine gute Ausnutzung des Gebirgsdruckes die Ge-

winnungsarbeit erleichtert. Auf der Mittagsschicht folgt das Umlegen des Zweiketten-Kratzerförderers. Nachts werden die stählernen Wanderkästen umgesetzt und der Ausbau geraubt, so daß zu Beginn der Frühschicht wieder der Ausgangs-

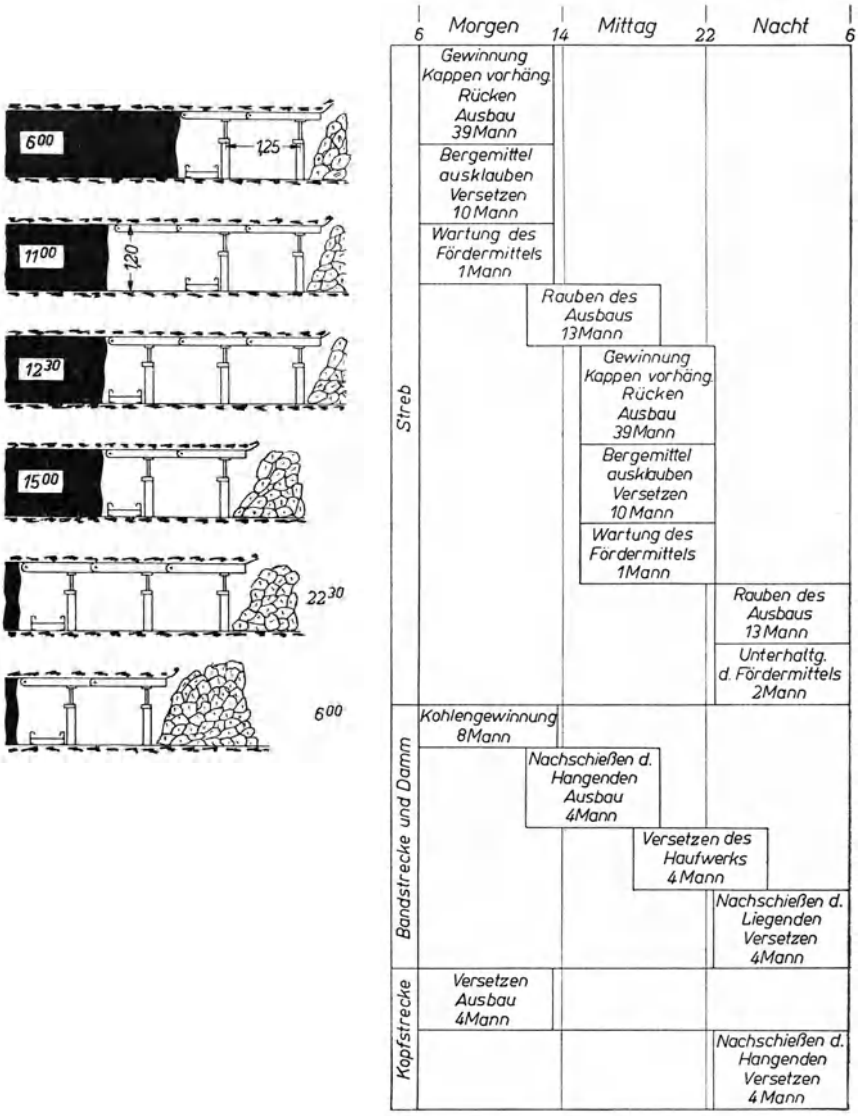
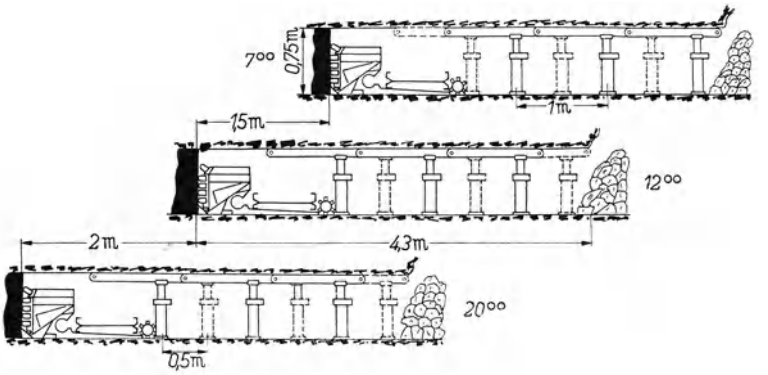


Abb. 184. Beispiel für den Betriebsablauf bei Abbauhammergewinnung mit nachrückendem Zweiketten-Kratzerförderer (Strebbruchbau)

zustand erreicht ist. Wie aus dem Betriebsablaufplan in Abb. 183 ferner ersichtlich ist, findet die Kohlengewinnung in den Abbaustrecken sowie im 15 m langen Streckendamm ebenfalls auf der Morgenschicht statt. Das Nachschießen und Versetzen des Nebengesteins verteilt sich auf die übrigen Schichten. Ein wesentlicher Vorteil

der Zusammenfassung der Kohlengewinnung auf der Morgenschicht ist in der guten Ausnutzung aller Fördermittel zu sehen. Bei einem täglichen Abbaufortschritt von 2 m werden 410 t Tagesförderung, 8,2 t Gewinnungs-, 4,8 t Streb- und 3,7 t Abbauleistung je MS erzielt.

Das Beispiel in Abb. 184 veranschaulicht den Betriebsablauf in einem 1,2 m mächtigen, flachgelagerten Flöz mit Abbauhammergewinnung und nachrückendem



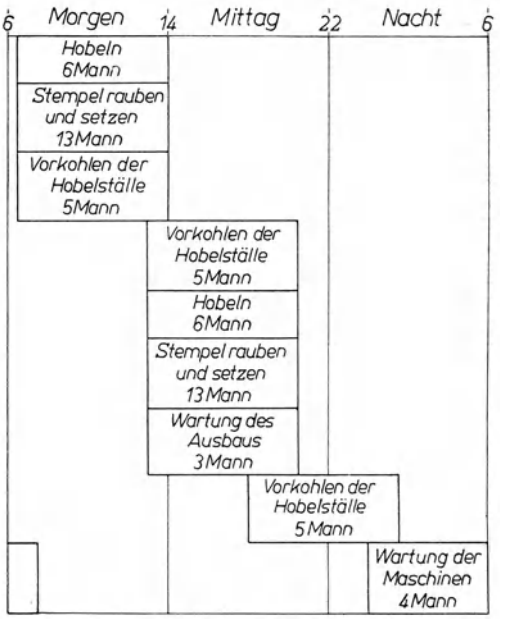


Abb. 185. Beispiel für den Betriebsablauf in einem Hobelstreb (Strebbruchbau)

Fördermittel. Das Flöz enthält ein 0,20 m starkes Bergemittel, das aus dem Zweiketten-Kratzerförderer ausgeklaubt und versetzt wird. Auf der Morgenschicht gewinnen die Kohlenhauer an der stempelfreien Front ein Feld von 1,25 m Breite herein, pfänden die Kappen vor, rücken das Fördermittel an den Kohlenstoß und setzen eine Stempelreihe hinter das Fördermittel. Um 12 Uhr fahren 13 Mann an, die mit dem Rauben des Ausbaus und dem Umsetzen der Reihenstempel an der Bruchkante beginnen. Auf der Mittagsschicht wiederholen sich die Arbeitsvorgänge

der Morgenschicht: Gewinnen, Vorpfänden, Rücken sowie Ausbauen. Mit dem Rauben des Ausbaus während der Nachtschicht findet der tägliche Betriebsablauf in dem 220 m langen Streb bei einem Abbaufortschritt von 2,5 m/Tag seinen Abschluß. Bei einer Förderung von 2×390 t je Tag betragen die Leistungen je MS in der Gewinnung 8 t, im Streb 6,1 t und im Abbau 5 t.

Im Beispiel der Abb. 185 ist der Betriebsablauf beim Hobeln in einem 0,75 m mächtigen, flachgelagerten Flöz dargestellt. Der 150 m lange Streb wird bei 3,5 m täglichem Abbaufortschritt auf zwei Gewinnungsschichten im Strebbruchbau zu

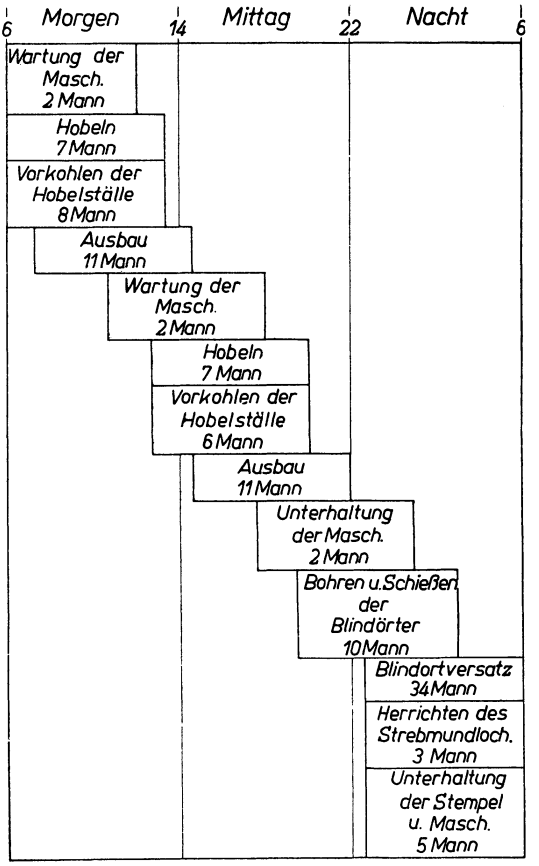


Abb. 186. Beispiel für den Betriebsablauf in einem Hobelstreb (Blindortversatz)

Felde geführt. Auf der Morgen- und Mittagschicht sind jeweils 11 Mann mit dem Hobeln und Vorkohlen der Hobelställe beschäftigt. Weitere 13 Mann rauben den Ausbau an der Bruchseite, hängen am Kohlenstoß Kappen vor und setzen Stempel hinter das Fördermittel. Die Reihen der im Streichen verlegten, 1 m langen gekuppelten Kurzkappen sind auf halbe Länge gegeneinander versetzt angeordnet, so daß entsprechend dem Vorrücken des Kohlenstoßes in Abständen von 0,5 m die an der Bruchseite entfernte Stempelreihe hinter dem Förderer eingebracht wird (Dreieckanordnung). Ferner sorgt eine Gruppe von 3 Mann für die Wartung des Ausbaus. Nachts wird das Vorkohlen der Hobelställe fortgesetzt, anschließend überholen 4 Mann die Maschinen. Es werden 520 t/Tag gefördert und in der Gewinnung 13 t und im Streb 8,7 t Leistung je MS erreicht.

Die Schichtenaufteilung in einem 250 m langen Hobelstreb geht aus dem Beispiel der Abb. 186 hervor. In zwei Gewinnungsschichten je Tag wird in dem 0,95 m mächtigen Gasflammkohlenflöz ein Abbaufortschritt von 2,5 m erzielt. Zu Beginn der Morgenschicht sind 15 Mann mit der Bedienung des Hobels und dem Vorkohlen

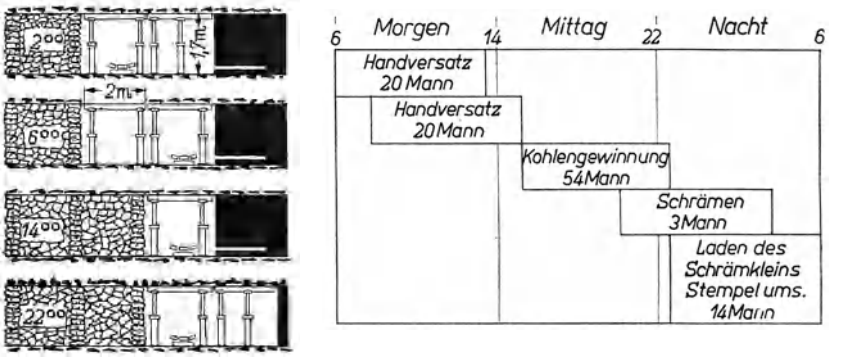


Abb. 187. Beispiel für den Betriebsablauf in einem Schrämstreb (Handvollversatz)

der Hobelställe beschäftigt. Weitere 11 Mann bringen ab 8 Uhr den versetzt angeordneten Strebausbau ein, der aus gekuppelten, von jeweils einem Stempel getragenen Kurzkappen besteht. Auf der Mittagschicht wird die Gewinnung bis 19 Uhr fortgesetzt. Während der Ausbau vervollständigt wird, bohren 10 Mann

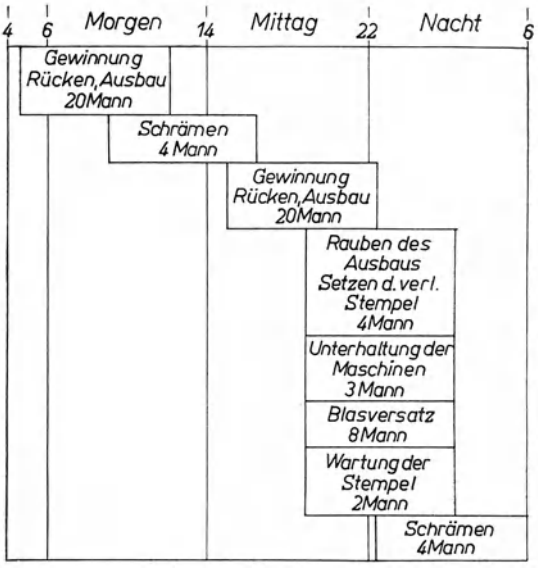


Abb. 188. Beispiel für den Betriebsablauf in einem Schrämstreb mit nachrückendem Zweiketten-Kratzerförderer (Blasversatz)

die Blindörter ab. Um 22.30 Uhr fahren weitere 42 Mann an, von denen 34 Mann den Blindortversatz einbringen, 3 Mann das Strebmundloch herrichten und 5 Mann für die Unterhaltung der Stempel und Maschinen sorgen. Bei einer Tagesförderung von 745 t beträgt die Strebleistung 6,9 t/MS.

Abb. 187 zeigt ein Beispiel für den Betriebsablauf in einem Schrämstreb mit Gummigurtförderer und Handvollversatz. In der Nachtschicht wird ein Feld von 2 m Breite durch die in einem besonderen Schrämfeld fahrende Schrämmaschine unterschrämt. Hinter ihr folgt eine aus 14 Mann bestehende Gruppe, die das Schrämklein lädt, nach Einbringen des Endstempels den Mittelstempel entfernt und schließlich das Fördermittel umlegt. Auf der Morgenschicht wird versetzt. Nachmittags wird das unterschrämte Feld mit Abbauhämmern hereingewonnen und der Ausbau mit verlorenem Mittelstempel eingebracht. Bei 180 m Streblänge, 2 m Abbaufortschritt und 730 t täglicher Förderung ergibt sich die Strebleistung zu 6,6 t/MS.

Ein Beispiel für den Betriebsablauf beim Schrämen mit Abbauhammergewinnung und nachrückendem Fördermittel in einem 1,65 m mächtigen Gasflammkohlenflöz gibt Abb. 188 wieder. Täglich werden im 230 m langen Streb zwei 1 m breite Felder geschrämt und ausgekohlt. Die Schrämmaschine fährt auf dem am Kohlenstoß liegenden Zweiketten-Kratzerförderer. 20 Mann gewinnen morgens das in der Nachtschicht auf 1,1 m Tiefe unterschrämte erste Feld herein, pfänden 1 m lange Gelenkkappen vor, rücken den Zweiketten-Kratzerförderer und setzen eine Stempelreihe hinter das Fördermittel. Inzwischen haben 4 Mann der zweiten Schrämschicht die Schrämmaschine zu Tal gefahren und mit dem Schrämen des zweiten Feldes begonnen. Auf der zweiten Gewinnungsschicht am Nachmittag wiederholen sich die Arbeitsvorgänge der Morgenschicht im nächsten Feld, während ab 19.00 Uhr eine weitere Gruppe von 4 Mann durch Rauben des Stahlausbaus, Setzen verlorener Holzstempel und Aufhängen der Blasleitung im Versatzfeld die nachfolgenden Blasversatzarbeiten vorbereiten. Nachts bringen 8 Mann in dem 2 m breiten Versatzfeld den Blasversatz ein. Gleichzeitig sind 3 Mann mit der Unterhaltung der Maschinen und 2 Mann mit der Wartung der Stempel beschäftigt. Mit der Talfahrt der Schrämmaschine und dem Unterschrämen des Kohlenstoßes schließt der Betriebsablauf an die Gewinnungsschicht des nächsten Tages an. Bei 2 m Abbaufortschritt fallen 750 t Kohle je Tag an. Hierbei wird eine Strebleistung von 11,5 t/MS erzielt.

Weitere Beispiele für die Einordnung der Schießarbeit und des Blasversatzes in den Betriebsablauf sind in Bd. I, Ziff. 179—181, S. 209ff., sowie Bd. II, Ziff. 141, S. 342, enthalten.

B. Schrägbau

30. — Vorbemerkung. Der gewöhnliche Strebbau eignet sich in der steilen Lagerung im Gegensatz zur flachen nicht zur Einrichtung von Abbaubetrieben mit hoher täglicher Förderung. Er bietet nicht die Möglichkeit, eine größere Anzahl von Hauern, die bei der Gewinnung sowie bei der Kohlen-, Versatz- und Holzförderung voneinander abhängig sind, ohne besondere Maßnahmen gleichzeitig dicht neben- oder übereinander anzusetzen. Die Kohlen- und Materialfallgefahr verhindert dieses. Außerdem ist es schwierig, den Bergeversatz in einfallender Richtung über längere Erstreckung feldweise sicher zu befestigen.

Im Schrägbau[1] hat man jedoch ein Mittel gefunden, eine größere Anzahl von Kohlenhauern gleichzeitig an der Abbaufront einzusetzen. Mit der für

[1] Abhandlungen von H. Braune, E. Glebe, H. Müller, G. P. Winkhaus im Arch. f. bergb. Forschung, Heft 2, 1941 und 1942. — H. Rolshoven: Förderung in steil gelagerten Flözen. Glückauf 1950 S. 149, und: Möglichkeiten der Betriebszusammenfassung in steiler Lagerung. Glückauf 1951 S. 577. — Wussow: Probleme der steilen Lagerung. Bergbau 2 (1951) S. 34. — Weddige: Abbau steilgelagerter Flöze auf der Grube Merlenbach. Glückauf 1953 S. 511. — W. Hövels: Betriebsgestaltung beim Abbau steil gelagerter Flöze. Glückauf 1953 S. 870. — H. Messerschmidt: Untersuchungen über die Strebförderung in der steilen

ihn charakteristischen Schrägstellung der Kohlenfront und der Bergeböschung sind weitgehende Wirkungen und umfangreiche betriebliche Maßnahmen verknüpft.

31. — Böschungswinkel und Schrägwinkel beim Schrägbau. Unter dem Böschungswinkel (γ) beim Schrägbau versteht man den Winkel zwischen der Bergeböschung (l) und ihrer Spur in der Sohlenebene. Der Schrägwinkel (ε) ist der Winkel, den die Bergeböschung mit der Streichlinie bildet (Abb. 189).

Die Wahl des Böschungswinkels beim Schrägbau ist von besonderer Bedeutung. Er muß eine bestimmte Mindestgröße haben, damit das Fördergut abrutscht. Andererseits darf er nicht zu groß sein, damit die Geschwindigkeit nicht zu hoch wird. Dabei spielt die Reibung zwischen dem Fördergut und der Gleitfläche eine

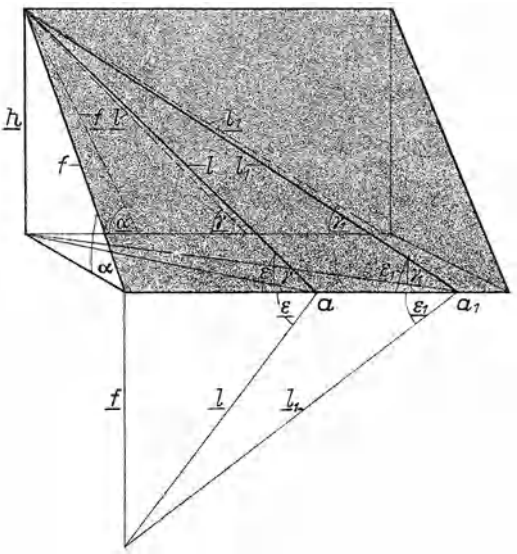


Abb. 189. Raumbildliche Darstellung zur Ermittlung der Stoßstellung beim Schrägbau

wichtige Rolle. Ist sie gering, wie dies für feste Rutschen zutrifft, so kommt man mit einem Böschungswinkel von nur etwa 36^g aus. Wird dagegen die Bergeböschung selbst zur Förderung benutzt, muß der Böschungswinkel 47—50^g betragen.

Die Größe des Böschungswinkels hat auch einen bemerkenswerten Einfluß auf die Länge der Bergeböschung oder, was dasselbe ist, auf die Länge der Abbaufront. Bei gleichem Einfallen und gleicher seigerer Bauhöhe h wird die Abbaufront um so länger, je geringer der Böschungswinkel ist. Bei Anwendung fester Rutschen dauert es also länger, bis der Schrägbau entwickelt ist, als bei Anwendung der Bergeböschung zur Förderung. Dieser Zeitunterschied vergrößert sich mit zunehmendem Einfallen. Hieraus erklärt es sich auch, daß man bei sehr steilem

Lagerung des westdeutschen Steinkohlenbergbaus und Vorschlag eines neuen Strebförderverfahrens durch Verfestigung der Bergeböschung. Bergbauwiss. 1954 S. 8. — W. Schwarz: Maßnahmen zur Erhöhung der Förderung aus den einzelnen Abbaubetrieben auf einer Schachtanlage mit vorwiegend steiler Lagerung. Glückauf 1956 S. 249. — F. Dürrer: Die Lage der Bergeböschung im Schrägbau und ihre Bedeutung für die Sicherheit. Glückauf 1956 S. 605. — Eisenmenger u. Koeppen: Gesichtspunkte für die Anwendung verschiedener Böschungs- und Verhiebarten beim Schrägbau. Glückauf 1957 S. 1.

Einfallen die Bergeböschung vorzieht, während die feste Rutsche im allgemeinen nur bis zu 70g Einfallen in Betracht gezogen wird. Die entsprechenden Zeitspannen wie sie das Anlaufen eines Schrägbaus erfordert, sind auch für das Auslaufen eines Schrägbaus notwendig. An Stelle des Aufhauens oder Abhauens kann bei regelmäßigem Einfallen auch ein Großbohrloch treten. Zuweilen macht man auch von einem Schrägaufhauen Gebrauch, insbesondere längs schräg verlaufender Störungen.

Die oben geschilderten Beziehungen zwischen Einfallen (α), seigerer Bauhöhe (h), Böschungswinkel (γ), Schrägwinkel (ε) und Frontlänge (l) seien an Hand der Abb. 189

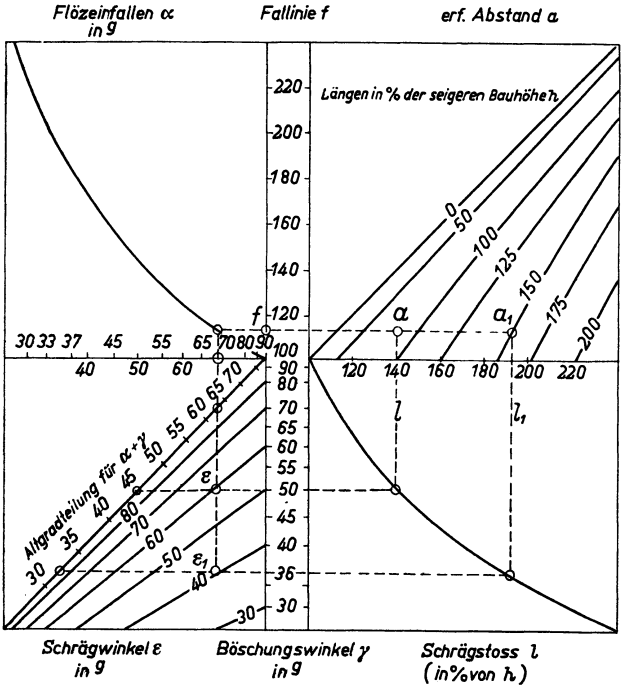


Abb. 190. Nomogramm zur Ermittlung der Stoßstellung beim Schrägbau

noch genauer betrachtet. Die Länge der schräg gestellten Abbaufront ist

$$l = h/\sin\gamma.$$

Es gelten fernerhin für die flache Bauhöhe $f = h/\sin\alpha$,

$$\sin\varepsilon = f/l = \sin\gamma/\sin\alpha,$$

und

$$a = \sqrt{l^2 - f^2}.$$

In Abb. 190 sind diese Beziehungen grafisch dargestellt. Hierbei sind die Längen in Prozenten der seigeren Bauhöhe, die Winkel in Neugrad auf den Koordinaten und in Altgrad auf einem Strahl im III. Quadranten angegeben.

An einem Beispiel ist an Hand der Abb. 190 erläutert, welchen Einfluß die Verwendung fester Rutschen an Stelle einer Bergeböschung auf die Schrägstoßlänge hat. Die seigere Bauhöhe sei 100 m. Eine Parallele zur Ordinate in dem Abstand, der dem angenommenen Einfallen des Flözes von 63° = 70g entspricht, schneidet im II. Quadranten eine Hilfslinie in der Höhe des Aufhauens $f = 112$ m. Mit Hilfe einer Parallele zur Abszisse in der Höhe des Böschungswinkels α von

45° = 50ᵍ kann im III. Quadranten der Schrägwinkel geschätzt und über die Hilfslinie im IV. Quadranten die Abbaufrontlänge $l = 141$ m auf der Abszisse abgelesen werden. Wird statt einer Bergeböschung eine feste Rutsche benutzt, so wird der Böschungswinkel von 45° (50ᵍ) auf 32° (36ᵍ) ermäßigt und der Stoß von 141 m auf 188 m, also um 47 m = 33% verlängert. Diesem Zuwachs entspräche die mögliche Steigerung der täglichen Gewinnung. Die Schrägwinkel betragen in den beiden Fällen 52° = 58ᵍ bzw. 36° = 40ᵍ.

Im I. Quadranten ergeben sich aus Parallelen zu den Koordinaten durch die Punkte $f = 112$ und $l = 141$ oder 188 die erforderlichen Abstände auf der unteren Bausohle zu 87 m und 151 m. Das bedeutet, daß der leistungsfähigere Vergleichsstreb eine um etwa 75% längere Entwicklungs- und Auslaufzeit erfordert.

32. — Schrägfördermittel. Als Schrägfördermittel kommen in der Regel nur feste Rutschen oder die Bergeböschung in Betracht. Bei ausreichendem Einfallen, d. h. bei einem Einfallen von mehr als 60—70ᵍ, zieht man meist die Bergeböschung vor. Es wird dann an Anlagekosten und auch an Lohnkosten für das Umlegen der festen Rutschen gespart. Außerdem ist der schon in Ziff. 31 erwähnte Vorteil zu beachten, daß mit dem steileren Böschungswinkel geringere Anlauf- und Auslaufzeiten verbunden sind. Zur Verminderung der Kohlenverluste, die sich bei Verwendung gebrochener Berge meist ohnehin in erträglichen Grenzen halten, kann die Böschung noch mit Versatzdraht abgedeckt werden. Feinkohle füllt hierbei die Maschen des Drahtgeflechtes aus und es bildet sich eine gute, dichte Gleitbahn.

Der Wunsch, im Schrägbau, ähnlich wie dies in der flachen Lagerung möglich ist, die Betriebsvorgänge Kohlengewinnung und Versetzen gleichzeitig auszuführen, bedingt eine Abtrennung des Versatzfeldes. Dies läßt sich mittels Bohlen oder Matten durchführen, die zugleich als Rutschfläche für die Kohlen dienen können. Es wird jedoch nur selten von diesem Mittel Gebrauch gemacht, da das Umlegen der Bohlen oder Matten einen höheren Schichtenaufwand erfordert und das Liegende meist nicht eben genug ist, um die Bohlen ohne Zwischenräume anlegen zu können und größere Kohlenverluste zu vermeiden.

Gegen die Verwendung von Bremsförderern sprechen im allgemeinen die hohen Anschaffungs- und Betriebskosten und die Ungeeignetheit dieser Fördermittel für die Versatzförderung.

33. — Die Verhiebarten. Es haben sich vier verschiedene Verhiebarten herausgebildet: der knappweise Verhieb, der firstenartige Verhieb, der sägeblattartige Verhieb und der Verhieb mit Einbrüchen.

Beim *knappweisen* Verhieb wird, wie Abb. 191 zeigt, der Kohlenstoß in einem oder mehreren — bei gutartigem Gebirge bis etwa zu vier — Knäppen von oben nach unten verhauen. Dieses Verfahren ist schon alt und lehnt sich an den streichenden Strebbau mit fallendem Verhieb unmittelbar an. Es hat den Vorteil einer guten Gewinnungsleistung, da z. B. keine zeitraubende Herstellung von Einbrüchen erforderlich ist. Ein entscheidender Nachteil des knappweisen Verhiebs ist jedoch, daß er nur wenigen Leuten gleichzeitig an der Kohle zu arbeiten gestattet. Durch gleichzeitiges Versetzen und Abkohlen in allen drei Schichten läßt sich dieser Nachteil allerdings mildern, so daß Betriebspunktförderungen bis zu täglich 100 t erreichbar sind. Für Großbetriebe kommt jedoch nur eine der übrigen drei Verhiebarten in Betracht. Durch sie kann die tägliche Fördermenge auf 200—500 t und mehr gesteigert werden.

Der *firstenartige* Verhieb mit streichenden Firsten hat den besonderen Vorteil, eine größere Anzahl von Angriffspunkten, eine stärkere Belegung und daher eine höhere tägliche Förderung zu ermöglichen. Er empfiehlt sich bei einem Einfallen über 50g. Er ist sehr anpassungsfähig an wechselnde und gestörte Lagerung, da der Ausbau fallend verläuft, vom Versatz getragen wird und nicht leicht umgeschoben werden kann. Die Höhe jeder einzelnen

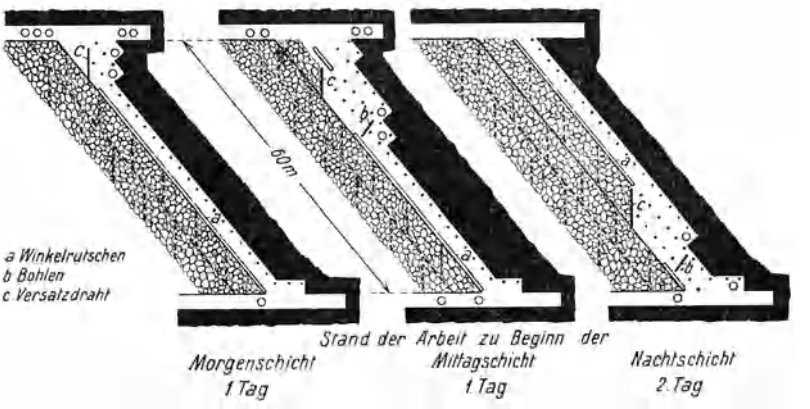


Abb. 191. Schrägbau mit knappweisem Verhieb

Firste beträgt mindestens 2,5 m, wird aber vielfach zu 4,5 oder 6 m gewählt. Entsprechend nimmt, wie Abb. 192 zeigt, auch die Firstbreite zu. Hohe Firsten haben den Nachteil, weniger Leute ansetzen und infolgedessen nur einen geringeren Abbaufortschritt erreichen zu können. Auch ist dabei die vom Ausbau zu tragende Hangendfläche größer und der Ausbau muß länger stehen, ehe er vom Versatz erreicht wird, als bei niedrigeren Firsten, ein

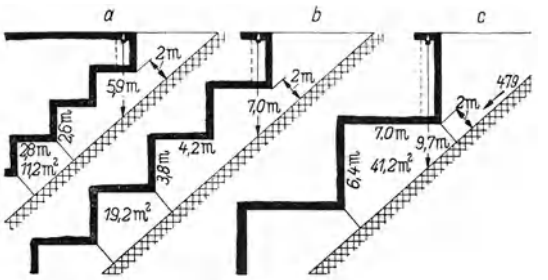


Abb. 192. Vergleich der Abmessungen von hohen und niedrigen Firsten beim Schrägbau

Umstand, der sich ungünstig auf die Sicherung des Hangenden und die Standfestigkeit der Firstenecken auswirkt. Schließlich nimmt — wie ebenfalls aus Abb. 192 hervorgeht — die Fallhöhe zwischen Firste und Bergeböschung zu, wodurch eine stärkere Zerkleinerung der Kohle, vor allen Dingen aber eine erhebliche Staubbildung verursacht wird. Niedrigere Firsten sind daher vorzuziehen; sie haben auch den Vorteil, vom Wetterstrom

besser umspült zu werden. Allerdings vergrößert sich mit wachsender Zahl der Firsten der Anteil an Einbruchsarbeit, was vielfach ein leichtes Absinken der Gewinnungsleistung zur Folge hat.

Der firstenartige Verhieb mit fallenden Firsten ist nur selten zu finden. Bei seiner Anwendung wird doch sehr leicht aus der fallenden eine strei-

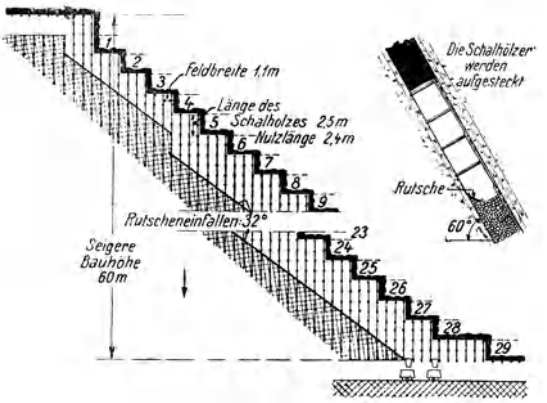


Abb. 193. Schrägbau mit firstenartigem Verhieb

chende Firste. Er ist dem sägeblattartigen Verhieb ähnlich, der häufig anzutreffen ist. Zwischen beiden Verhiebarten macht man deshalb keinen Unterschied mehr.

Der *sägeblattartige* Verhieb erlaubt, wie ein Vergleich der Abb. 193 und 194 erkennen läßt, nur etwa $^2/_3$ der Belegschaft des firstenartigen Verhiebs einzusetzen. Der Abstand zwischen Kohlenstoß und Bergeböschung kann allerdings geringer gehalten werden, wodurch Kohlenzerkleinerung und

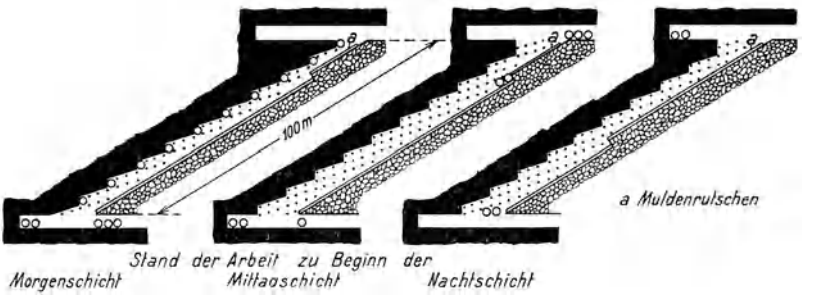


Abb. 194. Schrägbau mit sägeblattartigem Verhieb

Staubentwicklung vermindert und die Bewetterung — vor allem das Fortspülen des Grubengases — verbessert wird. Der Ausbau wird entweder im Einfallen oder senkrecht zur Sägeblattfirste oder in Verhiebrichtung gesetzt. Den beiden ersten Anordnungen, die der in der Abb. 193 gezeigten gleichen, gibt man den Vorzug, wenn das Nebengestein schlecht ist, die Kohle zum Auslaufen neigt und die Lagerung unregelmäßig ist. Die Kappen finden gegenseitig Halt in Richtung der Schwerkraft und können nicht

umgeschoben werden. Etwas einfacher und billiger ist der in Verhiebrichtung verlegte Ausbau (Abb. 194). Er kann jedoch nach dem bisher Gesagten nur bei günstigen Nebengesteinsbedingungen und nicht zum Auslaufen neigender Kohle angewandt werden. Allgemein hat der sägeblattartige Verhieb den Nachteil, daß der Ausbau und die der Förderung dienenden festen Rutschen oder die Bergeböschung einen sehr spitzen Winkel miteinander bilden. Infolgedessen erweist es sich vielfach als notwendig, zahlreiche Stempel wegzuschlagen, um dem Rutschenstrang oder der Bergeböschung freien Durchgang zu verschaffen.

Der Verhieb *mit Einbrüchen* (Abb. 195) stellt eine unmittelbare Übertragung des streichenden Verhiebs von der flachen auf die steile Lagerung

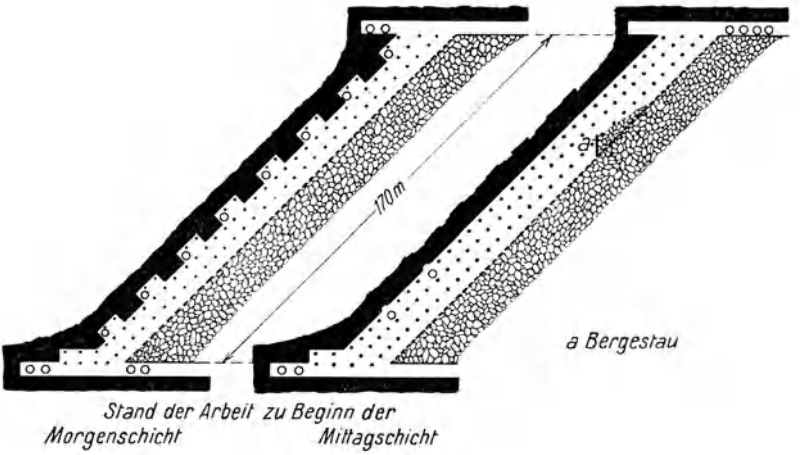


Abb. 195. Schrägbau mit Einbrüchen

bei schräggestellter Abbaufront dar. Sein Anwendungsbereich liegt meist bei Flözeinfallen unter 50—60g, da mit steilerem Einfallen die Kohlenfallgefahr steigt und die Herstellung der Einbrüche schwieriger wird. Er gestattet eine verhältnismäßig gute Ausnützung der Kohlenfront und hat den Vorteil, daß Ausbau und Rutschenstrang oder Bergeböschung parallel verlaufen. Der Abstand zwischen Kohlenstoß und Versatz kann beim Schrägbau mit Einbrüchen kleiner gehalten werden als bei den übrigen Verhiebarten. Allerdings erfordert dieses Verfahren eine verhältnismäßig weiche, lagenreiche Kohle, da die Herstellung der Einbrüche sonst zuviel Zeit erfordert. Die Gewinnungsleistung läßt daher vielfach zu wünschen übrig.

Die verschiedenen Verhiebarten sind in Verbindung mit der Bergeböschung oder festen Rutschen anwendbar. Im westdeutschen Steinkohlenbergbau ist der firstenartige Verhieb der verbreitetste. Über die Hälfte aller Betriebe bei mehr als 50g Flözeinfallen werden firstenartig verhauen und benutzen bei mehr als 60g Einfallen die Bergeböschung zur Abbauförderung.

Mit Einbrüchen wird fast nur bei einem Flözeinfallen bis 60g gearbeitet. Der Anteil der Betriebe mit fester Rutsche bis 60g Flözeinfallen

ist etwa gleich dem der mit Bergeböschung und überwiegt bei geringem Flözeinfallen. Der sägeblattartige Verhieb wird in rd. $^1/_{10}$ der Betriebe in steiler Lagerung gleichermaßen mit Berge- und Rutschenböschung betrieben.

34. — Schrägbau auf mächtigen, steil gelagerten Flözen in Bänken. Der Abbau mächtiger Flöze wird mit zunehmendem Einfallen schwieriger. Es nimmt die Kohlenfallgefahr zu, ebenso die Umständlichkeit des Holztransportes und des Einbringens des Ausbaus. Wichtig ist ein sorgfältiges Verziehen der Firste und daher ein Ausbau in Richtung des Einfallens. Somit ist ein Verhieb mit streichenden oder „herabgezogenen" Firsten dem sägeblattartigen oder dem Verhieb mit Einbrüchen vorzuziehen.

Bei Flözen von mehr als 3—4 m Mächtigkeit ist Schrägbau meist nicht mehr durchführbar. Es kann dann Stoßbau (S. 257ff.), Firstenstoßbau (S. 259ff.) oder Querbau (S. 285) in Betracht gezogen werden oder aber, bei nicht zu Selbstentzündung neigender Kohle, ein Schrägbau mit knappweisem oder firstenartigem Verhieb in Bänken. Hierbei wird stets die liegende Bank vor der hangenden gebaut, da bei umgekehrter Reihenfolge die Gefahr des Durchbrechens des Bergeversatzes zu groß wäre. Der zeitliche und räumliche Abstand des Abbaus beider Bänke kann sehr unterschiedlich sein, jedoch ist ein gleichzeitiger Abbau in Abständen von 30—40 m im Interesse der Betriebszusammenfassung vorzuziehen. Allerdings stellt eine solche Abbauführung besonders hohe Ansprüche an die Bergezufuhr, den Holztransport und auch an die Kohlenabfuhr. Auch kann das häufige Durchörtern tektonischer Störungen wegen der damit verbundenen gegenseitigen Beeinflussung der Abbaue zu Erschwerungen führen.

35. — Der Schrägbau in nahe beieinander gelegenen Flözen. Der Abbau nahe beieinander gelegener Flöze ähnelt dem Schrägbau in Bänken, solange der Flözabstand und die Mächtigkeit der Flöze zusammen etwa 4 m nicht übersteigt und beide Flöze durch die gleiche Abbaustrecke vorgerichtet werden können. Ein gleichzeitiger Abbau beider Flöze, d. h. mit kurzem Abstand der Abbaufronten ist um so einfacher, je geringmächtiger die Flöze sind, je ähnlicher ihre Mächtigkeit und ihre Gewinnbarkeit ist und wenn tektonische Störungen fehlen. Bei unterschiedlicher Flözmächtigkeit sollte das dickere Flöz vor dem dünneren gebaut werden, gleichgültig, welches das hangende oder liegende ist. — Ist ein gleichzeitiger Abbau nicht durchführbar, so empfiehlt sich Vereinigter Vor- und Rückbau mit einem größeren Abstand der Betriebe. Es können dann beide Flöze unabhängig voneinander unter Ausnützung der jeweiligen günstigen Bedingungen gebaut werden.

Ist der Flözabstand für eine gemeinsame Abbaustrecke zu groß, kommen zwei getrennte und selbständige Abbaustrecken in der Regel in Frage; so z. B. wenn der Abstand mehr als 3 m beträgt. Ist der Abstand geringer, so gibt es zwei Möglichkeiten: 1. eine Hauptabbaustrecke im liegenden Flöz und eine Nebenabbaustrecke im hangenden, die in Abständen von 30 bis 100 m durch Stichquerschläge mit der Hauptabbaustrecke verbunden und Stück für Stück abgeworfen wird; 2. das Auffahren einer Hauptabbaustrecke, von der aus in geringen Abständen von etwa 5 m Rollöcher zum benachbarten Flöz gebrochen werden, um die dort anfallende Kohle zu lösen. Hierbei ist jedoch, wie Abb. 196 zeigt, zu beachten, daß die

Abbaustrecke auf der oberen Sohle im hangenden und auf der unteren Sohle im liegenden Flöz liegt, da sonst die Durchbrüche, die mindestens eine Neigung von 30g haben müssen, zu lang werden. Das gilt besonders, wenn das Bergemittel mächtig und das Einfallen nicht sehr steil ist. Dieses Verfahren ist nur zu empfehlen, wenn das Bergemittel nicht mächtiger als 3 m ist. Auch tritt in dem Flöz, dessen Kohle durch die Rollöcher abgefördert wird, ein Abbauverlust ein, da der Kohlenstreifen zwischen Fördersohle und Rollochmündung nicht mehr hereingewonnen werden kann. Ein anderes Beispiel des Abbaus nahe beieinander gelegener Flöze zeigt Abb. 197.

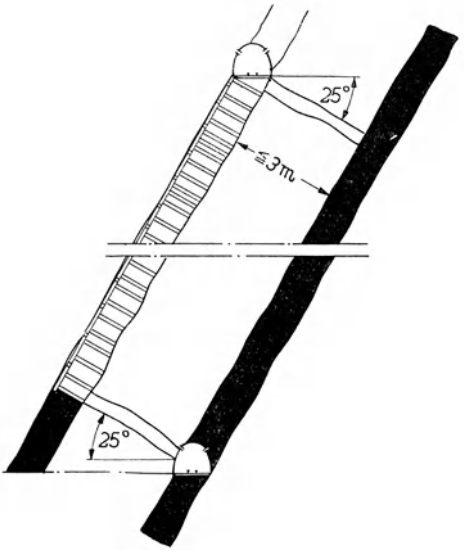


Abb. 196. Schrägbau in nahe beieinander gelegenen Flözen mit gemeinsamen Abbaustrecken

36. — Rückblick. Da der Schrägbau das einzige uns heute bekannte Verfahren ist, um auch in der steilen Lagerung Großabbaubetriebspunkte zu schaffen, hat er sich in der Lagerungsgruppe von 40—100g Einfallen zum herrschenden Abbauverfahren entwickelt. Jedoch wird seine Fördermenge wohl stets geringer als in der flachen Lagerung bleiben. In allen Fällen läßt er sich jedoch nicht anwenden, besonders nicht in sehr mächtigen Flözen und solchen, die stärkere Bergemittel führen, da ihr Aushalten beim Schrägbau große Schwierigkeiten bereitet. Nachteilig ist seine gegenüber dem Strebbau häufig geringere Gewinnungsleistung. Mit besonderem Nachdruck sei darauf hingewiesen, daß der Schrägbau eine straffe Arbeitseinteilung bis in die Einzelheiten verlangt und an die Aufsicht und die Kohlenhauer große Anforderungen stellt. Die Vielseitigkeit der Abbaubedingungen erfordert die vorhin beschriebene große Mannigfaltigkeit in der Gestaltung der einzelnen Betriebsvorgänge. Ein unter allen Verhältnissen befriedigendes Abbauverfahren ist auch bei schräggestellter Abbaufront noch nicht gefunden worden.

Man kann zwischen kleinem und großem Schrägbau (auch Schrägfrontbau genannt) unterscheiden. Der kleine ist der mit knappweisem Verhieb in schräger Richtung von oben nach unten. Als Großschrägbau kommt nur der mit Einbrüchen, mit sägeblatt- und firstenartigem Verhieb in Betracht. Eine wichtige Frage ist hierbei die Bemessung der Abbaufrontlänge, die beim Gruppenbau naturgemäß durch das mächtigste Flöz beeinflußt wird. Bei guten Lagerungsverhältnissen empfiehlt sich eine Abbaufrontlänge von 150 m, was bei einem Einfallen von 50g einer seigeren Bau-

höhe von rd. 75 m entspricht. Unter günstigen Bedingungen sollte dieser Wert jedoch auf 100 m gesteigert werden, während bei schwierigen Lagerungsverhältnissen eine seigere Bauhöhe von mindestens 50 m anzustreben ist. Die Kohlenfront sollte möglichst mit zwei Gewinnungsschichten und in jeder Schicht stark belegt werden. Ein hoher Abbaufortschritt und damit eine hohe tägliche Betriebspunktförderung ist beim Schrägbau in besonderem Maße davon abhängig, daß in möglichst kurzer Zeit große Bergeversatzmengen eingebracht werden können.

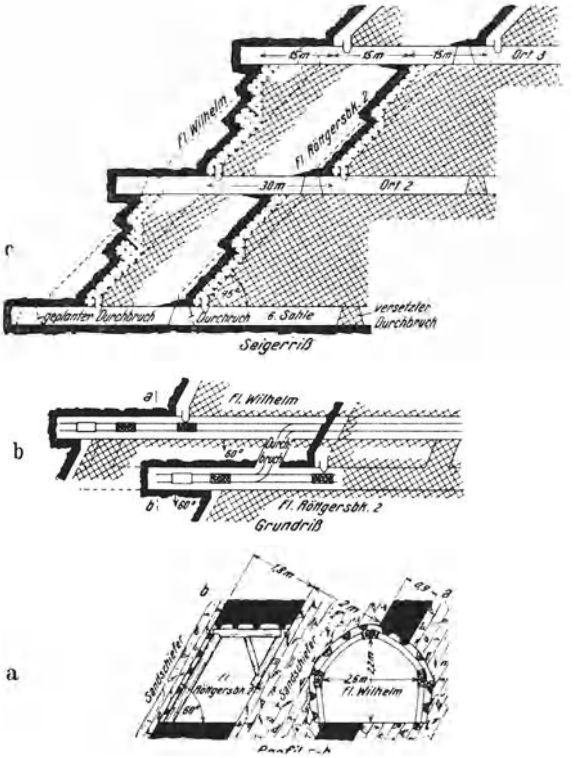


Abb. 197a—c. Schrägbau in zwei nahe beieinander gelegenen Flözen

37. — Beispiel für den Betriebsablauf und die Belegung beim Schrägbau. Abb. 198 zeigt den zeitlichen Ablauf und die Belegung eines Betriebes der steilen Lagerung. Gebaut wird das 1,3 m mächtige und mit 75g einfallende Flöz Dickebank. Die Strebförderung erfolgt über die natürliche Bergeböschung von 47g, so daß bei 132 m flacher Bauhöhe die Länge der Abbaufront 180 m beträgt. Auf der Morgen- und Mittagschicht findet die Kohlengewinnung statt. Zwischen beiden Gewinnungsschichten wird das Holz in den Schrägbau gebracht. In der ersten Hälfte der Nachtschicht wird die Bergeböschung durch 2 Mann von Kohle gesäubert, die anschließend Nebenarbeiten verrichten. In der zweiten Hälfte der Nachtschicht erfolgt die treppenförmige Unterteilung der Bergeböschung durch Verschläge sowie das Einbringen des Versatzes. Ferner werden nachts die Rohrleitungen umgelegt und der Kohlenstoß getränkt. Durch die Einrichtung von zwei Gewinnungsschichten je Tag wird täglich ein Abbaufortschritt von 1,9 m und 450 t Förderung erreicht. Die Leistung je MS in der Gewinnung beträgt 10,7 t, im Streb 7,1 t.

38. — Schrägbau auf Erzgängen. Auch auf Erzgängen ist der von Sohle zu Sohle oder Teilsohle durchgehende Schrägbau möglich, und zwar wird er u. a. beim Erzbergwerk Grund sowie im Goldbergbau von Calgoorlie in Australien und im Eisenerzbergbau bei Marquette in Michigan angewandt. Der Verhieb kann knappweise von oben nach unten oder von unten nach oben betrieben werden oder besser sägeblattartig. Statt Versatz einzubringen, ist es auch möglich, das Erz im Abbauraum zu speichern und es erst nach Beendigung des Abbaus abzuziehen. Zu diesem Zweck sowie zur Förde-

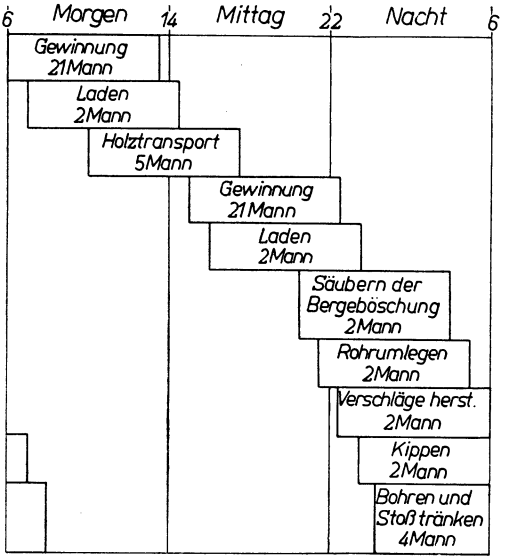


Abb. 198. Beispiel für den Betriebsablauf beim Schrägbau

rung der während des Abbaus überschüssigen Erzmengen ist in der unteren Abbaustrecke eine entsprechende Anzahl von Ladestellen vorzubereiten. Der Vorteil des Verfahrens liegt in der Ausnutzung der Schwerkraft für die Erz- und Bergeförderung.

C. Die Abbauführung

39. — Betrachtungen über die Höhe der täglichen Förderung einer Bauabteilung. Die Höhe der Förderung einer Querschlagsabteilung ist von wesentlichem Einfluß auf die Betriebskosten. Je stärker die Abteilung und insbesondere die in ihr vorhandenen Betriebseinrichtungen ausgenutzt werden, um so mehr sinken die Kosten je Tonne, wie sie umgekehrt bei geringer Ausnutzung, d. h. bei niedriger Fördermenge, steigen. Die eingesetzten Maschinen dürfen allerdings im Durchschnitt nicht bis zum Höchstmaß ihrer Leistungsfähigkeit beansprucht werden, da die gewonnene Mineralmenge im Verlauf der Schicht nicht in regelmäßiger Höhe anzufallen pflegt, so

daß bei allem Bestreben nach Erreichung einer hohen Durchschnittsförderung und einer guten Ausnutzung der Betriebsmittel Reserven für die Aufnahme von Spitzenbeanspruchungen eingerechnet werden müssen. Es trifft dies sowohl für die Fördereinrichtungen im Abbau und in der Abbaustrecke als auch der Zwischensohlenförderung zu.

Eine Grenze für die tägliche Förderung einer Bauabteilung wird durch die Lagerungsverhältnisse und durch die Wettermenge gesetzt. Eine geringe durchschnittliche Flözmächtigkeit läßt eine hohe Förderung weniger leicht erreichen als eine größere Flözmächtigkeit und regelmäßige Lagerung eher als gestörte. Die für die Abbaubetriebspunkte erforderliche Wettermenge muß ohne übermäßige Geschwindigkeit durch den Abteilungsquerschlag zugeführt werden können. Methanreichtum und hohe Gebirgstemperatur erhöhen die erforderliche Wettermenge und erlauben infolgedessen weniger hohe Fördermengen als methanfreie und kühle Gruben. Schließlich sind die Auswirkungen des Gebirgsdrucks im Querschlag und das damit verbundene Ausmaß der Unterhaltungsarbeiten durch eine mehr oder weniger große Anzahl von gleichzeitig betriebenen Abbauen in Betracht zu ziehen. Diese Beeinflussung hängt außerdem von der Entfernung der Abbaue voneinander und vom Querschlag, von der Flözmächtigkeit sowie von der Standfestigkeit des Gebirges ab.

Es sollte jedenfalls stets die nachstehende Regel beachtet werden: eine möglichst hohe Förderung je Abbaubetriebspunkt, eine möglichst hohe Förderung je Abteilung und so wenig Abteilungen je Grube wie möglich. Im Ruhrgebiet werden je Abteilung und Tag in der flachen Lagerung 1000 bis 2500 t, in der steilen Lagerung 500—1000 t erreicht. Die Durchschnittswerte sind allerdings z. Z. erst etwa halb so hoch. Eine in der flachen Lagerung bauende Zeche von 5000 t Tagesförderung käme infolgedessen mit 3 in Abbau stehenden Abteilungen aus und eine in der steilen Lagerung mit 5—6.

40. — Einflügeliger oder zweiflügeliger Abbau. Von Einfluß auf die Wahl der Größe der Bauabteilungen kann es auch sein, ob von einem Querschlag aus einflügelig oder zweiflügelig gebaut wird. Bei *zweiflügeligem* Betrieb nehmen von jedem Querschlag in einem Flöz zwei Betriebe ihren Ausgang, bei ostwestlicher Streichrichtung der eine nach Osten und der andere nach Westen. Dieses kann gleichzeitig oder auch in mehr oder weniger großem zeitlichen Abstand geschehen. Von benachbarten Querschlägen stoßen die Abbaubetriebe alsdann in der Mitte der Bauabteilungen zusammen und die streichende Bauflügellänge der einzelnen Abbaubetriebe ist nur etwa die Hälfte des Querschlagabstandes. Auch die Abbaustrecken sowie ihre Standdauer verkürzen sich entsprechend, so daß zweiflügeliger Betrieb für größere Bauabteilungen günstig ist.

Diesem Vorteil stehen jedoch auch Nachteile gegenüber. Der eine besteht darin, daß die von der später in Angriff genommenen Bauabteilung ausgehenden Streben sich auf den Alten Mann der vorher gebauten Abteilung zu bewegen. Es bilden sich zum Schluß Restpfeiler mit ihren unangenehmen Druckerscheinungen. Sie wirken sich insbesondere in einer Verschlechterung des Hangenden aus, die häufig zu einer Einstellung des Abbaus 10—20 m vor Erreichen des Alten Mannes führt. Auch kann bei zweiflügeligem Betrieb nur nach einer Abbaurichtung der Verlauf der Schlechten die für die

Hereingewinnung günstigere Lage haben, während für die andere Richtung der ungünstigere Schlechtenverlauf und eine entsprechende Verringerung der Hackenleistung, die bis zu 10% betragen kann, in Kauf genommen werden muß. Dieser Nachteil wird bei *einflügeligem* Abbau, der natürlich in der durch den Schlechtenverlauf bedingten günstigeren Richtung erfolgen muß, vermieden. Es ist jedoch dann notwendig, von einem Querschlag bis zum benachbarten durchzubauen, was häufig eine geringere Größe der Bauabteilungen bedingen dürfte. Dieser ungünstige Einfluß kann allerdings durch Vereinigten Vor- und Rückbau zwischen den beiden Abteilungsquerschlägen vermieden werden. Er besteht darin, daß von der benachbarten Abteilung aus Abbaustrecken dem sich nähernden Streb entgegengetrieben werden, die, nachdem sie durchschlägig geworden sind, den Streb als Rückbau übernehmen, wonach die bisher benutzten Abbaustrecken abgeworfen werden können. Die Führung eines Strebes von einem Abteilungsquerschlag bis zum nächsten und u. U. auch über ihn hinweg bis zum nächstfolgenden wird vielfach als „Aufrollen" bezeichnet. Selten wird allerdings in einer Grube lediglich einflügeliger Abbau bevorzugt werden. Vielmehr wird man ihn auf besonders dafür geeignete Flöze beschränken, schon weil er eine Verringerung der Angriffspunkte je Querschlag verursacht. Daher erhöht er unter sonst gleichen Bedingungen die Zahl der in Abbau befindlichen, also zu gleicher Zeit auszurichtenden und zu unterhaltenden Bauabteilungen.

41. — Der Rückbau im Steinkohlenbergbau. Allgemeines. Die vorherrschende Art der Abbauführung im westdeutschen Steinkohlenbergbau ist der Vorbau. Erst in jüngster Zeit ist eine Änderung festzustellen, indem man sich mehr und mehr auch der Vorteile des Rückbaus besinnt und ihn verstärkt anwendet[1]. Sein Anteil an der Förderung des westdeutschen Steinkohlenbergbaus dürfte heute bei 7—8% liegen.

Die verschiedenen Arten der Abbauführung im Steinkohlenbergbau als Vorbau, als Rückbau und Vereinigter Vor- und Rückbau sind in Abb. 199 wiedergegeben. Sie unterscheiden sich grundsätzlich durch das verschiedene Ausmaß der Vorrichtung. Bei dem Vorbau werden die Abbaustrecken gleichzeitig mit dem Streb vorgetrieben, der Rückbau setzt das Vorhandensein der Abbaustrecken bis zur Baugrenze voraus.

Setzt man weiterhin die Förderrichtung der Kohle in der Abbaustrecke und die Abbaurichtung in Beziehung zueinander, so sind beim Vorbau Abbaurichtung und Förderrichtung entgegengesetzt, während sie beim Rückbau gleich sind. Beim Vereinigten Vor- und Rückbau dagegen sind sie abwechselnd entgegengesetzt und gleichsinnig, je nachdem, ob Vor- oder Rückbau betrieben wird.

42. — Grenzen der Anwendbarkeit des Rückbaus. Dem Rückbau sind zunächst durch die geologische Ausbildung der Lagerstätte sowie durch

[1] Rolshoven, H.: Der Vereinigte Vor- und Rückbau und seine Möglichkeiten zur Verbesserung des Betriebsablaufs. Glückauf 1956 S. 853; — ferner W. Heidemann: Möglichkeiten zur Rationalisierung im europäischen Steinkohlenbergbau durch Umstellung auf Rückbau, seine Vorbereitung und Durchführung beim heutigen Stand der Technik. Glückauf, Beiheft 1955 S. 129; — ferner K. Lehmann: Der Rückbau. Glückauf 1938 S. 405 und C. H. Fritzsche: Die Bergtechnik des Ruhrbergbaus, ein Rückblick und Ausblick. Glückauf 1940 S. 77.

den allgemeinen Zuschnitt Grenzen gesetzt. Keinen Einfluß hat das Einfallen. Die *Flözmächtigkeit* ist jedoch insofern von Bedeutung, als bei Flözen, deren Mächtigkeit im Bereich der Bauwürdigkeitsgrenze liegt, die Einführung des Rückbaus besonders sorgfältiger Überlegung bedarf. Vielfach können nämlich die in den Abbaustrecken dünner Flöze anfallenden größeren Mengen Berge billiger in gleichzeitig vorgehenden Streben versetzt als abgefördert werden. Auch kann sich in solchen Flözen der Vorbau deshalb empfehlen, weil jede Flözverschlechterung oder eine Verschlechterung

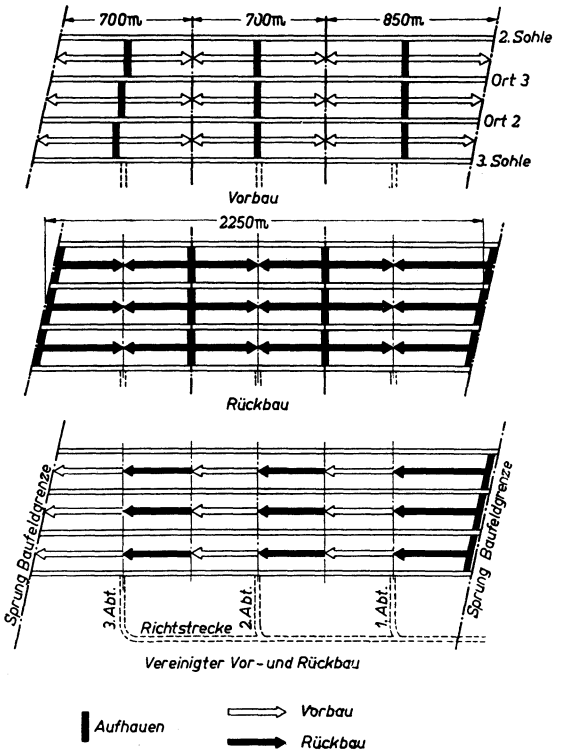


Abb. 199. Abbauführung bei Vorbau, Rückbau und Vereinigtem Vor- und Rückbau

der Ertragslage eine Unwirtschaftlichkeit und damit eine Einstellung des Abbaus zur Folge haben kann und das in der Rückbauvorrichtung investierte Kapital dann verloren wäre. Große Flözmächtigkeit begünstigt den Rückbau, da die Abbaustrecken nur in der Kohle und daher schneller und billiger hergestellt werden können.

Auch die Beschaffenheit des *Nebengesteins* kann die Anwendbarkeit des Rückbaus begrenzen. Während Sandstein und Sandschiefer im allgemeinen kein Hindernis bilden, ist bei Tonschiefer als Liegendem das Quellen der Sohle vielfach so stark, daß eine reibungslose Abbaustreckenförderung erschwert oder das öftere Durchsenken der Abbaustrecken zu kostspielig wird.

In zahlreichen Flözen der Gas- und Gasflammkohlengruppe des Ruhrgebietes ist Rückbau daher kaum anwendbar[1].

Auch die *Methanausgasung* kann eine Rolle spielen. Während bei Vorbau der Alte Mann durch diagonale Schleichströme wenigstens teilweise ausgespült werden kann, ist dies bei Rückbau nicht möglich. Der Alte Mann kann mithin beträchtliche Grubengasmengen enthalten. Bei geringer Zusatzausgasung dürfte diese Gefahr klein und kein Hindernis für den Rückbau sein. Bei hoher Zusatzausgasung können sich für den Rückbau Schwierigkeiten ergeben, zumal dann auch ein Absaugen des Gases durch Bohrlöcher nicht möglich ist, weil die Abbaustrecken hinter dem Streb abgeworfen werden und nur das umständlichere Hirschbachverfahren für Rückbau geeignet ist (s. Bd. I, S. 560).

43. — Vor- und Nachteile des Rückbaus. Der Rückbau hat zunächst den Vorteil einer *Erkundung des Abbaufeldes* vor Beginn des Abbaus, was bei Vorbau nur durch weit vorgesetzte Abbaustrecken möglich ist. Auch kann der *Abbaufortschritt* durch den womöglich langsameren Abbaustreckenvortrieb nicht gehemmt werden. Beim Vereinigten Vor- und Rückbau kommt noch hinzu, daß bei größerem Abbaufortschritt auf längere streichende Erstreckung die *Bergschäden* abnehmen, da sich flache weiträumige Senkungsmulden bilden, in denen, abgesehen von Zerrungen und Pressungen am Muldenrand, eine gleichmäßige Absenkung möglich ist.

Der Vereinigte Vor- und Rückbau erlaubt vielfach einen *günstigeren Feldeszuschnitt*, und ein *besserer Betriebsablauf* ist möglich. Infolge der geringeren Beanspruchung des Abbaustreckenausbaus und des größeren Abbaufortschrittes kann nämlich die streichende Baulänge größer gewählt werden, was sich in einer Einsparung an Querschlägen, Blindschächten und Aufhauen auswirkt. Auch sind dem Rückbau alle übrigen bergtechnischen Vorteile gutzuschreiben, die sich im Gefolge des bei ihm allein möglichen größeren Aufbaufortschrittes von u. U. 4—6 m/Tag ergeben. Zu nennen sind hier vor allem die bessere *Ausnutzung aller Betriebsmittel* sowie die bessere *Beherrschung des Hangenden*, die zu einer *stärkeren Mechanisierung* der Gewinnung führen kann.

Schließlich ist zu erwähnen, daß Schleichwetterverluste im Alten Mann nicht auftreten können. Daraus ergibt sich eine geschlossenere Führung der Wetter an der Abbaufront sowie eine wesentliche Verminderung der Gefahr einer Selbstentzündung im abgebauten Raum. Sollte dennoch ein Brand entstehen, so können bei Rückbau die Dämme so gesetzt werden, daß nur ein kleiner Feldesteil abgeschlossen zu werden braucht.

Ein Nachteil des Rückbaus besteht in zusätzlichen Kosten für die Verzinsung des Kapitals, das für die vorherige Auffahrung der Abbaustrecken notwendig ist. Sie verringern sich jedoch in dem Maße, in dem die Vorrichtungszeit mit der Beschleunigung des Abbaustreckenvortriebs abgekürzt werden kann.

Vielfach wird geltend gemacht, daß der Abbaustreckenausbau beim Rückbau höheren Beanspruchungen unterliege. Diese Befürchtung ist jedoch zumeist nicht gerechtfertigt. Der dem Abbau vorauseilende Zusatzdruck mag zwar insbesondere bei weichem Nebengestein Unterhaltungskosten in

[1] Repetzki, K.: Betriebserfahrungen mit Rückbau. Bergfreiheit 1952 S. 17.

den Abbaustrecken verursachen, die bei Vorbau und nachgeführten Strecken nicht auftreten. Dafür werden aber bei Rückbau die Abbaustrecken hinter dem Abbau abgeworfen und dadurch den wesentlich stärkeren Einwirkungen der Absenkung des Hangenden entzogen. So haben auch neuere Untersuchungen gezeigt[1], daß sich die Unterhaltungskosten von Rückbau- und Vorbaustrecken ungefähr wie 1 : 2 bis 4 verhalten. — Weitere Ersparnisse treten zudem durch das leichtere und schnellere Rauben des Ausbaus in den beim Rückbau täglich abgeworfenen Stücken der Abbaustrecken ein. Beim Vorbau findet das Ausrauben erst zum Schluß des Abbaus statt und zieht sich oft über ein halbes Jahr und mehr hin.

44. — Die Baufolge in einer Abteilung der flachen Lagerung. Grundsätzlich ist die alte bergmännische Regel zu befolgen, das obere Flöz vor dem unteren zu bauen. Diese Regel muß insbesondere bei flacher Lagerung und dichter Flözfolge beachtet werden. Andernfalls würde — von Ausnahmen abgesehen — das hangende Flöz und sein Nebengestein durch den vorherigen Abbau eines liegenden Flözes zu ungünstig beeinflußt werden. Von dieser Regel wird abgewichen, wenn die Methanausgasung in einem hangenden Flöz oder die Gebirgsschlaggefahr abgewendet werden soll oder wenn Gesichtspunkte der Kohlenmischung (Aufbereitung, Kokerei) dazu zwingen.

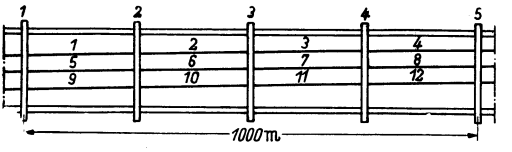


Abb. 200. Beispiel für die Baufolge in einer Abteilung

Ein weiterer, allerdings weniger häufig befolgter Grundsatz besteht darin, in einer Abteilung von der Feldesgrenze rückwärts zu bauen. Ein solches Vorgehen hat den Vorteil, daß hierbei der vordere, zur Richtstrecke gelegene und daher stärker benutzte Teil des Querschlages erst später und daher für kürzere Zeit unter Abbauwirkungen gerät. Nachteilig ist bei diesem Verfahren allerdings, daß der Abbau erst nach beendetem Auffahren des ganzen Abteilungsquerschlages einsetzen kann. Bei umgekehrtem Vorgehen braucht dagegen der Querschlag zunächst nur bis zum ersten oder zweiten Blindschacht zu reichen. Darin ist häufig der Grund für die vielfache Vernachlässigung des erwähnten Grundsatzes zu sehen.

45. — Beispiele für die Baufolge. An Hand der Abb. 200 bis 205 seien nunmehr die verschiedenen Möglichkeiten, eine Abteilung abzubauen, erörtert. Die Abteilung habe 1000 m querschlägige Erstreckung und sei durch fünf durchgehende und 250 m voneinander entfernte Blindschächte ausgerichtet. Die mit etwa 5g einfallenden Flöze seien 0,9—1,2 m mächtig, so daß bei 1,5 m Abbaufortschritt je Streb 330—440 t Kohle täglich gefördert werden können. Bei einer streichenden Baulänge von 600 m hat jeder Streb oder bei zweiflügeligem Abbau jedes Strebpaar eine Lebensdauer von 600 : 1,5 = 400 Arbeitstagen, oder bei 270 Arbeitstagen je Jahr von 17—18 Monaten.

Wie Abb. 200 erkennen läßt, besteht eine Möglichkeit der Baufolge darin, die beiden ersten Streben im obersten Flöz nach beiden Richtungen des Streichens zwischen den Blindschächten 1 und 2 in Angriff zu nehmen, und zwar — falls die Fördereinrichtungen des Blindschachtes dies zulassen — entweder gleich-

[1] Rothfuchs, W.: Untersuchung der gebirgsdrucktechnischen Verhältnisse in Strecken beim Feldwärts- und Rückbau. Bergbauwissenschaften 1954 S. 2.

zeitig oder hintereinander. Es folgen alsdann zwei Streben im gleichen Flöz zwischen den Blindschächten 2 und 3, 3 und 4 und schließlich 4 und 5. In gleicher Reihenfolge schließen sich die Streben im mittleren und darauf im unteren Flöz an. Diese Baufolge setzt das Herstellen und Ausrüsten aller Blindschächte innerhalb weniger Jahre voraus. Zum gleichen Zeitpunkt sind jedoch jeweils nur zwei Blindschächte in Betrieb, der eine für die Kohlenförderung und der andere für die Wetterabfuhr und bei Versatzbau für die Förderung von Versatzbergen. — Bei einflügeligem Abbau können täglich 400 t, bei zweiflügeligem 800 t Kohle gefördert werden. Der Abbau der Abteilung würde entweder 420 oder 210 Monate dauern.

Die Nachteile dieser Baufolge können auf mehrfache Weise vermieden werden.

Das erste Verfahren zeigt Abb. 201. Es besteht in der Entwicklung von Doppelstreben *1—1*; *2—2*; *3—3*; zunächst zwischen den Blindschächten 1 und 3 und anschließend zwischen den Blindschächten 3 und 5. Die Doppelstreben können gleichzeitig entweder nur nach einer Streichrichtung oder aber bei zweiflügeligem Abbau nach beiden Richtungen in Betrieb sein. Im ersten Fall ist die Förderung etwa 800 t, im zweiten Fall 1600 t täglich. Die Lebensdauer der ganzen Abteilung beliefe sich demnach auf 210 Monate oder bei doppelter Fördermenge auf 105 Monate. Nur die Blindschächte 2 und 4 dienen der Kohlenförderung. Ihre Ausnutzung bei zweiflügelig vorgehenden Doppelstreben muß als vorzüglich bezeichnet werden. Im Falle von Versatzbau könnte der Blindschacht 3 mit einer leistungsfähigen Bergefördereinrichtung ausgerüstet und die Berge über die Wettersohle mittels Bändern zu den Blindschächten 2 und 4 verteilt werden. Die Wetterführung ist bei diesem Verfahren so lange verhältnismäßig einfach, wie das Einfallen nicht größer als 10g ist. Die Wetter können dann im Blindschacht 2 (später im Blindschacht 4) geschlossen hochgeführt und in den Streben zwischen 2 und 3 sowie 4 und 5 aufwärts und zwischen 2 und 1 sowie 4 und 3 abwärts geführt werden. Wird bei größerem Einfallen die Abwärtsführung der Wetter nicht erlaubt, so müssen die Wetter durch den Blindschacht 1 zugeführt werden, vom Blindschacht 2 ein zusätzliche Auffrischung erfahren und insgesamt durch den Blindschacht 3 abziehen. Diese Lösung ist jedoch nur durchführbar, wenn die Belegung der Wetterabteilung nicht zu groß wird und wenn die Erwärmung der Wetter in den Abbauen sowie ihre Anreicherung durch Methan in erträglichen Grenzen bleiben.

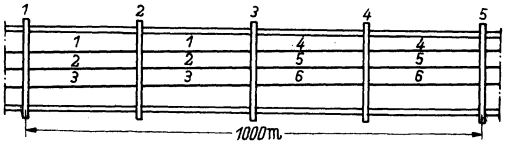


Abb. 201. Beispiel für die Baufolge in einer Abteilung

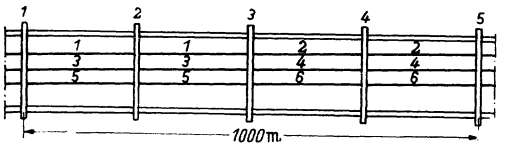


Abb. 202. Beispiel für die Baufolge in einer Abteilung

Eine andere Baufolge mit Doppelstreben veranschaulicht Abb. 202. In diesem Fall wird zunächst im obersten Flöz zwischen den Blindschächten 1 und 3, dann anschließend zwischen den Schächten 3 und 5 entweder einflügelig oder zweiflügelig vorgegangen. Die Lebensdauer der Abteilung ist die gleiche wie im vorigen Beispiel. Allerdings müssen die Blindschächte 4 und 5 wesentlich früher erstellt werden, und die Blindschächte 2 und 4 sind nur abwechselnd in Betrieb. Hinsichtlich der Wetterführung gilt das gleiche wie für die Baufolge nach Abb. 201. Ein Vorteil dieses Verfahrens kann jedoch in der Beeinflussung der Tagesoberfläche liegen. Die Absenkung geht hier allmählicher und über eine größere Fläche vor sich als bei der vorigen Baufolge, vor allen Dingen aber als bei der nachstehend beschriebenen.

Nach Abb. 203 werden die drei Flöze hintereinander jeweils zwischen zwei Blindschächten abgebaut. Solange das Einfallen mäßig ist, brauchen nur die Blindschächte 2 und 4 mit Einrichtungen für die Kohlenförderung versehen zu werden.

Erlaubt das Einfallen dagegen eine Aufwärtsförderung im Streb nicht, so müssen statt dessen vier von den fünf Blindschächten für die Kohlenförderung eingerichtet werden. Der Vorteil dieses Verfahrens besteht in der Hauptsache darin, daß die Blindschächte in zeitlich großen Abständen hintereinander aufgefahren werden können, daß ihre zeitliche Ausnutzung gut ist und nach dem Abbau der einzelnen Flözgruppenabschnitte hintereinander abgeworfen werden können.

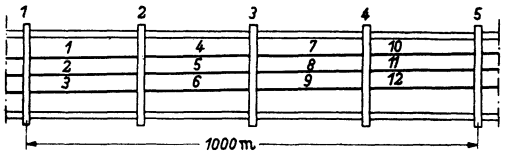


Abb. 203. Beispiel für die Baufolge in einer Abteilung

Bei der Baufolge nach Abb. 204 sind ebenfalls Einzelstreben vorgesehen, jedoch gleichzeitig in zwei Flözgruppenabschnitten. Wird einflügelig gebaut, so sind zwei Streben gleichzeitig in Betrieb mit einer Tagesförderung von 800 t. Es kann aber auch zweiflügelig vorgegangen werden, so daß aus vier Streben eine Tagesförderung von 1600 t erreichbar ist. Vom Standpunkt der Beeinflussung der Tagesoberfläche ist diese Bauform nicht so günstig zu beurteilen wie die nach Abb. 202.

Nachteilig bei dieser Reihenfolge ist es, daß nach Abbau z. B. der Streben *1* der dazwischen gelegene Streb *4* in einem Flözstreifen baut, der eine Art Restpfeiler darstellt. Dessen ungünstige Auswirkungen werden insbesondere bei Annäherung des im Vorbau betriebenen Strebs an den Alten Mann hervortreten. Zu vermeiden ist dieser Nachteil dadurch, daß man den „Zwischenstreb" womöglich unter Benutzung der bereits vorhandenen Abbaustrecken im Rückbau hereingewinnt.

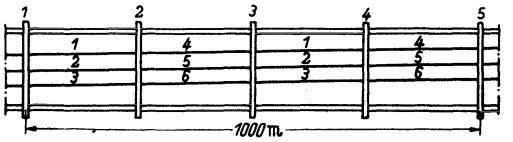


Abb. 204. Beispiel für die Baufolge in einer Abteilung

Dieser bei der Baufolge nach Abb. 204 geschilderte Nachteil läßt sich bei Aufrechterhaltung der Möglichkeit, mindestens zwei Streben unabhängig voneinander in der gleichen Abteilung zu betreiben, dadurch vermeiden, daß man nach Abb. 205 in jedem Flöz zunächst in der Mitte der Abteilung einen Streb (oder bei zweiflügeligem Abbau zwei Streben) vorwegbaut. Alsdann kann man nach beiden Seiten dieses Strebs *1* je einen weiteren Streb *2* zu gleicher Zeit in Betrieb nehmen oder bei zweiflügeligem Abbau sogar vier Streben, ohne daß die ungünstigen Bedingungen einer Restpfeilerbildung auftreten. Anschließend an die Streben *2* werden die Streben *3* gebaut.

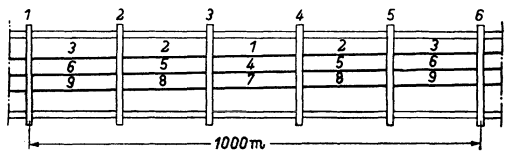


Abb. 205. Beispiel für die Baufolge in einer Abteilung

46. — Die Baufolge in einer Abteilung der steilen Lagerung. Allgemeines. Der für die flache Lagerung geltende Grundsatz, einen Abteilungsquerschlag zunächst vollständig aufzufahren und in ihm von hinten nach vorn zu bauen, damit der vordere, am meisten befahrene Teil des Querschlags nicht schon früh unter Abbauwirkungen gerät, läßt sich in steiler Lagerung nur dann beachten, wenn die Flöze in Richtung auf die Markscheide einfallen. Nur dann ist nämlich das zuletzt angefahrene Flöz auch das oberste, und es können die Flöze im allgemeinen in der Reihenfolge vom Hangenden zum Liegenden gebaut werden. Wird aber durch den

Abteilungsquerschlag das hangendste Flöz als erstes angefahren, so ist es dann auch zweckmäßig, es als erstes zu bauen. Zudem sind die Abbauwirkungen auf die Querschläge in der steilen Lagerung weniger stark als in der flachen. Im übrigen wird als Auswirkung von Sonderfaltungen in der steilen Lagerung vielfach sowohl die eine als die andere Einfallrichtung in ein und demselben Querschlag auftreten.

47. — Baufolge, wenn von Sohle zu Sohle gebaut werden kann. Ist es bei einigermaßen regelmäßiger Lagerung und hoher Flözzahl möglich, einen Sohlenabstand von etwa 100 m zu wählen, so reichen die Schrägbaue von Sohle zu Sohle. Es fragt sich dann, ob ein Schrägbau oder ob im Interesse der Betriebszusammenfassung mehrere Schrägbaue zugleich betrieben werden sollen. Genügen zwei Schrägbaue nicht, die im gleichen Flöz in beiden Abbaurichtungen angesetzt werden können, so muß ein liegendes Flöz oder es müssen mehrere Flöze zusätzlich in Angriff genommen werden. Es kann dies das nächstliegende Flöz sein unter der Voraussetzung, daß die Beeinflussung der oberen Abbaustrecke durch den Abbau im Liegenden in erträglichen Grenzen bleibt. Ferner sollte der Abbau in diesem liegenden Flöz einige Monate später beginnen. Diese Zeit muß so bemessen sein, daß der Nutzdruck und damit der Gang der Kohle wieder wirksam werden kann. Andernfalls ist es empfehlenswert, ähnlich wie dies in Abb. 206 für geneigte Lagerung dargestellt ist, ein oder zwei Flöze zunächst zu überschlagen und ein weiter im Liegenden befindliches Flöz zu wählen. Dieses muß dann bei gleichzeitigem Abbau so weit entfernt liegen, daß das hangende Flöz nicht durch den Abbau im Liegenden beeinflußt wird.

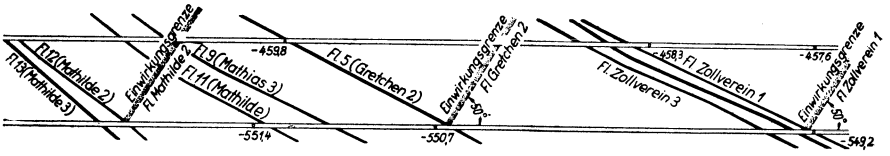


Abb. 206. Beispiel für die Beeinflussung der Baufolge durch den Abbau in der geneigten Lagerung

48. — Baufolge bei Vorhandensein von Teilsohlen. Es können ein oder zwei Zwischensohlen vorhanden sein, was bei Mulden- oder Sattelbildung zwischen den Hauptsohlen oder bei geringer Flözhäufigkeit und bei stark gestörter Lagerung unvermeidbar ist. Hier und auch dann, wenn auf der gleichen Zeche sowohl steile als auch flache Lagerung vorkommt und wegen letzterer ein großer Sohlenabstand von rd. 200 m gewählt wird, ist über die Baufolge der Flöze zu entscheiden. Darüber hinaus ist zu klären, ob in den einzelnen Flözen von Sohle zu Sohle durch Anordnung von zwei oder drei Schrägbauen übereinander gleichzeitig gebaut werden soll oder aber ob — z. B. bei Vorhandensein nur einer Teilsohle — die Flöze zwischen dieser Teilsohle und der Wettersohle und anschließend erst zwischen der Fördersohle und der Teilsohle zu bauen sind.

Mehrere Schrägbaue im gleichen Flöz gleichzeitig zu bauen, hat den Vorteil, daß die Abbaustrecken auf der Teilsohle gleichzeitig für den oberen und den unteren Betriebspunkt benutzt werden, ihre Standdauer also geringer sein kann und außerdem die in ihnen vorhandenen Fördereinrich-

tungen für die Kohlenabförderung des oberen Schrägbaus und für die Bergezufuhr des unteren Strebs dienen können. Es verlangt dies freilich eine gute Organisation, deren Schwierigkeiten mit steigender Förderung wachsen.

In diesem Zusammenhang ist weiter zu entscheiden, ob der obere oder der untere Schrägbau vorgesetzt werden soll[1]. Den oberen vorzusetzen, ist im allgemeinen von Nachteil. Einmal entstehen unterhalb der Abbaustrecken auf den Teilsohlen dreieckförmige Flözstücke, die starkem Druck unterworfen sind und daher zum Auslaufen neigen. Weiterhin ist es unangenehm, die beladenen Wagen des entfernteren oberen Abbaubetriebspunktes über den offenen unteren Abbau hinwegzufördern. Schließlich ist es für die Wetter ungünstig, wenn sie beim Verlassen des unteren Schrägbaus eine Richtungsänderung von etwa 155g erfahren. — Vorzuziehen ist daher die in Abb. 207 wiedergegebene sog. Treppenbauart, bei der die unteren Schrägbaue vorgestellt und treppenartig in Abständen von 10 bis 25 m gegeneinander abgesetzt sind. Die bei der umgekehrten Bauweise erwähnten Nachteile werden vermieden. Zudem hat sich dabei auch der Gang der Kohle vielfach als besser erwiesen.

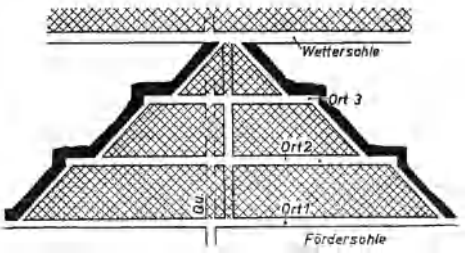


Abb. 207. Treppenbauart mit Vorstellen der unteren Schrägbaue

Es sei nunmehr noch eine grundsätzlich andere Baufolge erörtert. Sie besteht darin, entweder zuerst mehrere dicht beieinander liegende Flöze gleichzeitig zwischen Wettersohle und Teilsohle und alsdann gleichzeitig zwischen Teilsohle und Fördersohle zu bauen. Eine solche Art des Vorgehens nennt man vielfach „Gruppenbau". Ihn von unten nach oben zu betreiben, ist in der Regel abzulehnen. Die Gründe hierfür sind einmal darin zu sehen, daß beim späteren Abbau des oberen Flözteils eine Kohleninsel entsteht, die rings vom Alten Mann umgeben ist, wodurch das Auslaufen der Kohle und bei aus Sandstein bestehendem Hangenden Gebirgsschläge begünstigt werden. Weiterhin ist zu beachten, daß die Abwetter des unteren Schrägbaus an der vom Abbaudruck bereits beeinflußten und daher stärker entgasenden Kohle des oberen Flözteils vorbeistreicht und ihr Methangehalt vielfach stark zunimmt. Es ist daher zu empfehlen, die oberen Abschnitte der Flöze zuerst und die unteren anschließend zu bauen. Insbesondere ist dies bei mächtigen Flözen der Fall. Hierbei kann es vorteilhaft sein, die Wetter den oberen Abschnitten durch Aufhauen und nicht erst über den Blindschacht zuzuführen. Auch sollte erwogen werden, die unteren Abschnitte im Rückbau zu bauen, für dessen Vorrichtung nur die untere Abbaustrecke (Ladestrecke) neu aufgefahren werden muß. Als Bergezufuhrstrecke kann zumeist die ehemalige Ladestrecke des oberen Schrägbaus benutzt werden, insbesondere, wenn sie in nachgiebigem Stahlausbau

[1] Lange, F.: Vor- und Nachteile des Vorbaus der unteren und oberen Streben in der steilen Lagerung. Glückauf 1942 S. 453.

gesetzt worden ist. — Der Rückbau und der Vereinigte Vor- und Rückbau wurde bereits in Ziff. 41 ff., S. 243, behandelt.

49. — Aushilfs-Abbaubetriebe. Jede Grube muß zur richtigen Ausnutzung ihrer Einrichtungen und ihres Fördervermögens, d. h. ihrer Kapazität, bestrebt sein, eine angemessen festgesetzte Tagesfördermenge als sog. Sollförderung zu erreichen. Hierzu muß eine bestimmte Anzahl, und zwar im Hinblick auf die Vorteile der Betriebszusammenfassung eine möglichst geringe Anzahl von Abbauen betrieben werden. Dabei kann es vorkommen, daß ein — in ungünstigen Fällen auch zwei — Abbaue plötzlich ausfallen, sei es infolge Anfahrens einer unbekannten tektonischen Störung oder sei es durch einen Strebbruch u. dgl. Bei allem Bestreben, solche Arbeitsunterbrechungen zu vermeiden, muß doch mit ihnen gerechnet werden. Um einem durch sie hervorgerufenen Förderausfall zu begegnen, verfügt jede Grube über Aushilfs-Abbaubetriebe. Ihre Zahl sollte so gering als möglich, jedoch ausreichend sein. Eine Ruhrzeche von 4000 t Tagesförderung kommt in der flachen Lagerung im allgemeinen mit 1—2, in der steilen Lagerung mit 3—4 Aushilfsbetrieben aus.

Ein Aushilfsabbaubetrieb sollte grundsätzlich ein stillstehender, aber fertig ausgerüsteter Streb sein. Vielfach greift man auch zu einem anderen Verfahren. Es besteht darin, zwei oder gar vier Streben nur halb zu belegen. Fällt ein voll belegter Streb aus, so wird dessen Belegschaft auf zwei Aushilfsstreben verteilt, die dann nicht mehr mit halbem, sondern mit vollem Abbaufortschritt betrieben werden. Eine solche Art der Reservehaltung ist jedoch im allgemeinen teurer, da ein zu großer Teil der Betriebsmittel sowie des Grubengebäudes, d. h. Abbaustrecken, Blindschächte und auch Querschläge, nicht voll ausgenutzt ist. Gänzlich zu verwerfen ist es, den Abbaufortschritt und damit die Fördermenge aller Abbaubetriebspunkte einzuschränken, um kurzfristige Förderausfälle zu vermeiden oder ihr Ausmaß gering zu halten. Es ist im allgemeinen wirtschaftlicher, wenige Streben mit hoher Förderung und hohem Abbaufortschritt zu haben, diese zur Vermeidung technischer Störungen gut zu organisieren und im Notfall einen starken Förderausfall kurzfristig in Kauf zu nehmen, als die doppelte Anzahl von Streben mit halber Förderung zu betreiben, die infolgedessen etwas weniger empfindlich gegen Betriebsstörungen sind, aber höhere Betriebskosten je Tonne haben.

50. — Maßnahmen der Abbauführung zur Schonung der Gesteinstrecken. In Ziff. 167 ff. werden die Abbauwirkungen näher geschildert. Der Abbau bewirkt demnach ein Absenken, Pressen und Zerren der Strecken auf der Wettersohle. Aber auch die Strecken der Fördersohle geraten, wenn der Abbau über sie hinweggeht, unter zusätzlichen Druck. Auch erfahren sie Druckentlastungen und womöglich dadurch bewirkte Hebungen. Der Einfluß dieser Abbauwirkungen auf den Grubenausbau muß in jedem Fall so gering wie möglich gehalten werden. Außer durch Wahl geeigneten Ausbaus kann dies durch Maßnahmen der Abbauführung geschehen. Diese sind um so wichtiger, je geringer der senkrechte Abstand zwischen dem Abbau und den durch ihn beeinflußten Strecken ist.

In diesem Zusammenhang sei zunächst darauf hingewiesen, daß es im allgemeinen günstiger ist, von einem Querschlag fort als auf einen Quer-

schlag hin zu bauen. Insbesondere ist mit Rücksicht auf die Wettersohle ein zweiflügeliger, vom Querschlag weggerichteter Abbau vorzuziehen. Im allgemeinen ist das Unterbauen eines Querschlags von schädlicheren Auswirkungen begleitet als ein Überbauen.

Um einen Querschlag in der ganzen Erstreckung der Abbaufront nicht auf einmal unter den Einfluß des Abbaus geraten zu lassen, kann es ratsam sein, den Abbau nicht parallel zur Querschlagsachse, sondern in einem mehr oder weniger spitzen Winkel zu ihr zu führen. Auch hat es sich in der flachen Lagerung als günstig erwiesen, den Abbau bis zu einer Entfernung von etwa 30—40 m mit Versatz zu führen, sei es mit Blindortversatz oder mit Standholzkästen. Zuweilen werden sogar Sicherheitspfeiler, und zwar von etwa 30 m, zu beiden Seiten der Querschlagachse zum Schutz des Querschlags stehengelassen. Abgesehen von dem Nachteil der dadurch hervorgerufenen Kohlenverluste, kann insbesondere in der flachen Lagerung dadurch das Gegenteil bewirkt werden. Es kann dann eine Erhöhung des zusätzlichen, auf den Restpfeilern sich sammelnden Druckes eintreten. Es trifft dies auf jeden Fall bei zu schmal bemessenen Sicherheitspfeilern zu.

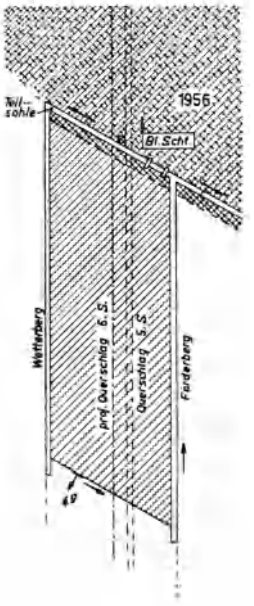


Abb. 208. Abbau eines Flözes über einem projektierten Querschlag

Ein allerdings nur in flacher Lagerung mögliches Mittel zur Schonung eines Querschlags besteht darin, die über ihm gelegenen Flözstreifen bereits vor dem Auffahren des Querschlags abzubauen. Es kann dies durch ein Breitauf- oder -abhauen oder noch besser durch einen schwebend aufwärts oder abwärts mit Versatz oder im Bruchbau geführten Streb geschehen. In Abb. 208 ist ein solcher Fall wiedergegeben. Hier besitzt der Strebstoß eine Länge von etwa 160 m, und zwar ist diese große Länge deshalb gewählt worden, weil sie sich wegen der vorgeschriebenen Maße des Fahrdrahtschutzbezirkes (Bd. I, S. 349) so ergab[1].

D. Der Abbau von Schachtsicherheitspfeilern

51. — Allgemeines. Der Abbau von Schachtsicherheitspfeilern wird im Steinkohlenbergbau zu einer um so wichtigeren Aufgabe, je tiefer die Gruben werden. Mit zunehmender Tiefe wachsen die in einem solchen Sicherheitspfeiler enthaltenen Vorräte und damit die Abbauverluste. Ihr weiterer Nachteil besteht in der von Sohle zu Sohle zunehmenden Länge der Gesteinstrecken, mit denen der Sicherheitspfeiler durchörtert werden muß, um an die außerhalb von ihm anstehenden Kohlenvorräte zu gelangen. Bei neuen, unter einem mächtigen Deckgebirge sich entwickelnden Gruben kommt noch der weitere Gesichtspunkt hinzu, möglichst schnell mit der Kohlenförderung zu beginnen und mit den erzielten Betriebsüberschüssen das Vorhaben finanzieren zu helfen.

[1] Eickhoff-Mitteilungen, Dezember 1956.

Für den Abbau des Schachtsicherheitspfeilers sind besondere Vorsichtsmaßregeln zu beachten. Die einen zielen darauf ab, den Abbau so zu führen, daß seine Einwirkungen auf den Schacht, die in ungleichförmigen Beanspruchungen bestehen, so gering als möglich bleiben. Die anderen betreffen den Schachtausbau. Er muß im Deckgebirge so beschaffen sein, daß er den Beanspruchungen ohne wesentliche Instandsetzungsarbeiten entweder gewachsen ist oder aber durch geeignete bauliche Maßnahmen wenig von ihnen betroffen wird. Im Steinkohlengebirge sind Wiederherstellungsarbeiten leichter durchzuführen und Wasser- und Schwimmsandeinbrüche nicht zu befürchten. Es kommt hier nur darauf an, einen Ausbau zu wählen, der ein möglichst geringes Maß von Unterhaltungsarbeiten notwendig macht.

52. — Die Abbauführung im Schachtsicherheitspfeiler. Die Vorschläge für eine geeignete Abbauführung innerhalb des Schachtsicherheitspfeilers laufen

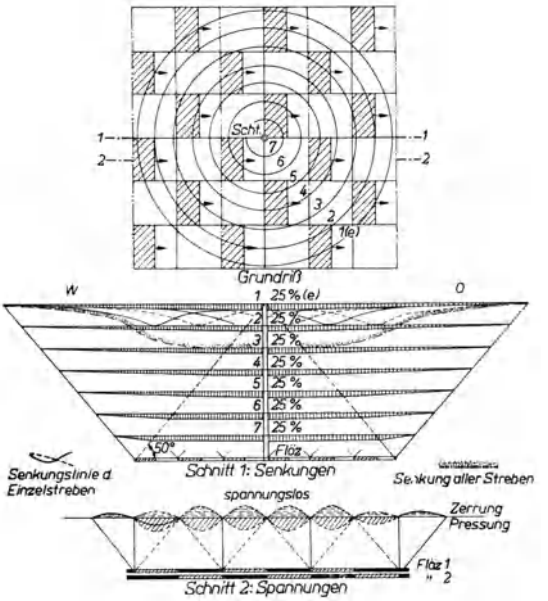


Abb. 209. Spannungsausgleichend verstellter Abbau innerhalb eines Schachtsicherheitspfeilers

darauf hinaus, schädliche Beanspruchungen der Schachtsäule durch waagerechte Zerrungen und Pressungen oder lotrechte Streckungen und Stauchungen der Gebirgsschichten in erträglichen Grenzen zu halten oder völlig zu vermeiden[1]. Ein Beispiel für einen spannungsausgleichend verstellten Abbau einer Vollfläche innerhalb eines Sicherheitspfeilers in flacher Lagerung zeigt Abb. 209. Beim Betrieb von spannungsausgleichend verstellten Streben, dem sog. „harmonischen Abbau", soll durch eine schachbrettartige Aufteilung der Einwirkungsfläche erreicht werden, daß Zerrungen und Pressungen einander überlagern und sich dadurch gegenseitig aufheben, wie es in Schnitt 2 angedeutet ist. Durch die im Grundriß wiedergegebene Verteilung der Streben erfährt nach Schnitt 1 jeder Punkt der Schachtsäule die gleiche Absenkung von 25% der Vollsenkung. Hierdurch werden mit Ausnahme der Flözdurchtrittsstelle Streckungen und Stauchungen der Schachtröhre vermieden.

Andere Vorschläge zur Abbauführung bestehen z. B. darin, mit zwei sich über den ganzen Sicherheitspfeiler erstreckenden Streben den Abbau aus der Mitte vom

[1] Lehmann, K.: Planmäßige Abbauführung, Glückauf 1938 S. 32; und: Der Deutsche Steinkohlenbergbau Bd. 2 S. 815. Essen: Verlag Glückauf 1956.

Schacht her nach zwei Seiten zu entwickeln oder gleichzeitig vom Rand und einseitig aus der Mitte in gleicher Richtung zu bauen (Abb. 210 u. 211[1]). In vier Vierteljahren soll das dargestellte flachgelagerte Flöz über der gesamten Fläche des Sicherheitspfeilers verhauen sein. Das im rechten Teil der jeweiligen Abbildung verzeichnete Ergebnis der Senkungsberechnungen läßt erkennen, daß die Gebirgsschichten nach Abbaubeginn vom Ende des ersten Vierteljahres an zu gleichen Zeitpunkten in

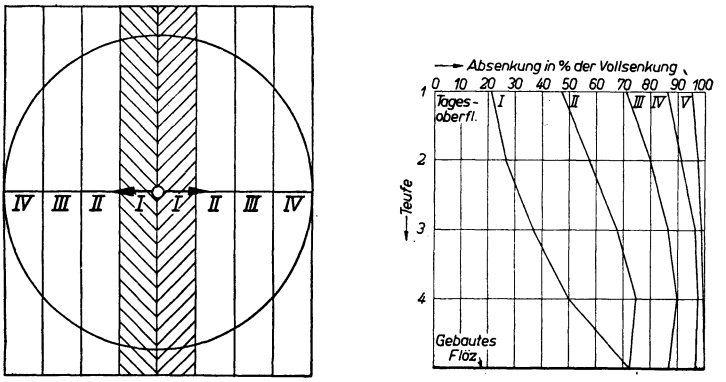


Abb. 210. Abbau einer Vollfläche aus der Mitte des Schachtsicherheitspfeilers in flacher Lagerung und Absenkung in verschiedenen Teufen im I. bis V. Vierteljahr nach Abbaubeginn

verschiedenen Teufenhorizonten unterschiedliche Absenkungen erfahren. Als Folge davon erleiden einzelne Abschnitte der Schachtsäule eine mehr oder weniger große Streckung und Stauchung. So beträgt z. B. beim Abbau aus der Mitte in Abb. 210 am Ende des ersten Vierteljahres (Kurve *I*) im Teufenhorizont 4 die Absenkung 50% der Vollsenkung, während die Gebirgsschichten unmittelbar über dem gebauten Flöz um rd. 70% absinken. Die durch unterschiedliche Absenkung hervor-

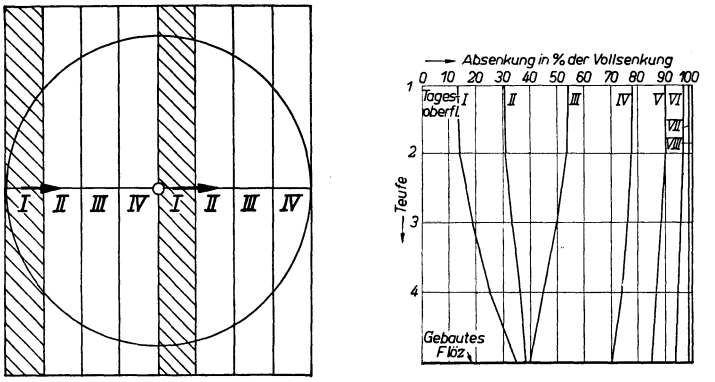


Abb. 211. Abbau einer Vollfläche gleichzeitig vom Rand und einseitig aus der Mitte eines Schachtsicherheitspfeilers in flacher Lagerung und Absenkung in verschiedenen Teufen im I. bis VIII. Vierteljahr nach Abbaubeginn

gerufene Streckung der Schachtsäule in diesem Abschnitt wird nach Ablauf eines weiteren Vierteljahres bei fortschreitendem Abbau durch Stauchung abgelöst, da

[1] Bals, R.: Abbau von Schachtsicherheitspfeilern. Glückauf 1939 S. 253 u. 281; — ferner Mitt. Markscheidew. 1943 S. 54 und: Der Deutsche Steinkohlenbergbau Bd. 2 S. 709. Essen: Verlag Glückauf 1956; — O. Niemczyk: Bergschadenkunde. Essen: Verlag Glückauf 1949.

der höher gelegene Gebirgsteil eine größere Absenkung erfahren hat. Nach Abbau der Vollfläche wird schließlich in allen Schachtteufen die Vollsenkung erreicht. Führt man statt dessen den Abbau gleichzeitig vom Rand und einseitig aus der Mitte durch (Abb. 211), so tritt in den ersten beiden Vierteljahren eine Streckung der Schachtröhre auf (Kurven *I* und *II*), der vom dritten Vierteljahr ab eine gegen das Ende des Abbaus abklingende Stauchung folgt. Insgesamt sind jedoch im Vergleich zu Fall a die Senkungsunterschiede benachbarter Teufenhorizonte schwächer. Demnach hat der spannungsausgleichend verstellte Abbau zwar die geringsten Schäden

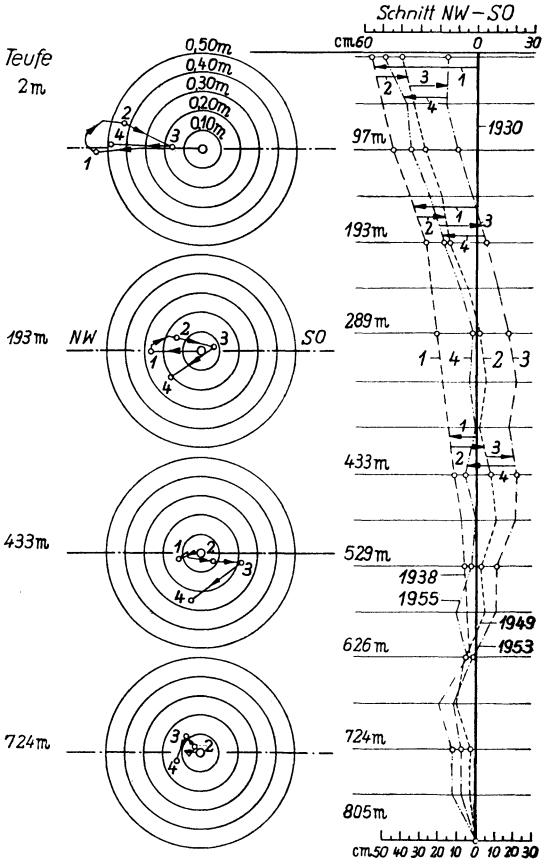


Abb. 212. Beispiel für die Wanderung der Schachtsäule beim Abbau im Schachtsicherheitspfeiler

zur Folge, gleichzeitig schließt er aber die übliche Feldesaufteilung aus, wodurch zusätzliche Aus- und Vorrichtungsarbeiten notwendig werden. Auch wird der Abbau von sich über den ganzen Sicherheitspfeiler erstreckenden Streben dadurch erschwert, daß die Ausdehnung des Schachtsicherheitspfeilers mit der Teufe rasch zunimmt.

Wo günstige Deckgebirgsverhältnisse eine Beschädigung der Schachtsäule in gewissem Umfange zulassen, kann aus betrieblichen Gründen der zweiflügelige Strebbau vom Schacht aus von Vorteil sein. So hat z. B. ein aus der Mitte durchgeführter Abbau von 6 Flözen mit einer Gesamtmächtigkeit von 9 m in einer Teufe zwischen 900—1000 m im zylindrischen Schachtsicherheitspfeiler des Schachtes 3 der Zeche Westfalen gezeigt, daß ein vollständiger Abbau der Flöze bei

mächtigem, jedoch standfestem und wasserfreiem Deckgebirge ohne große Schwierigkeiten mit Erfolg durchgeführt werden kann[1]. Die Schäden an dem in Ziegelsteinmauerung stehenden Schacht waren beim Abbau der ersten Flöze am größten und hielten sich zu jedem Zeitpunkt in erträglichen Grenzen. Ferner hat sich erwiesen, daß die Beanspruchungen in dem vom Abbau bis zur Tagesoberfläche führenden Schachtteil erheblich geringer waren, als die üblichen Rechenverfahren erwarten ließen.

53. — Beispiel für die Schiefstellung eines Schachtes. Welche Verschiebungen die Schachtröhre in horizontaler Richtung erfahren kann, geht aus dem in Abb. 212 dargestellten Beispiel des Hauptförderschachtes einer Grube bei Aachen hervor, wo in den Jahren 1930—1955 im Schachtsicherheitspfeiler rd. 4,6 Millionen t Kohle aus 7 Flözen verschiedener Mächtigkeit und stark wechselnden Einfallens teils mit Voll- oder Blindortversatz, teils mit Bruchbau gewonnen wurden. Bis zum Jahre 1938 ging der Abbau fast ausschließlich im Nordwesten des Schachtes in einer mittleren Teufe von 630 m um. Als Folge zeigt sich eine nach der Tagesoberfläche zunehmende Wanderung der Schachtsäule aus ihrer ursprünglichen Lage zum Einwirkungsschwerpunkt hin. Sie erreichte mit 56 cm an der Rasenhängebank ihren Höchstwert. Der anschließend verstärkt betriebene Abbau im südöstlichen Teil des Schachtsicherheitspfeilers in 730 m mittlerer Teufe bewirkte bis 1949 eine an der gleichen Stelle gemessene Rückwärtsbewegung des Schachtes um 28 cm. Diese Bewegung hielt in dem darauffolgenden Zeitabschnitt bis 1953 an, als der Sicherheitspfeiler ausschließlich südöstlich des Schachtes in 780 m mittlerer Teufe in Angriff genommen wurde. Die mittleren und oberen Schachtabschnitte erfuhren hierbei nahezu gleich große Verschiebungsbeträge. Ab 1953 setzte eine erneute Wanderung der Schachtröhre mit der Verlagerung des Abbauschwerpunktes nach Nordwesten und Westen ein, so daß 1955 der mittlere Schachtteil etwa die gleiche Lage aufweist wie zu Beginn des Abbaus im Jahre 1930. Die gleichfalls in Abb. 212 für einige Teufen dargestellte Punktwandung in horizontaler Ebene während der einzelnen Zeitabschnitte läßt eine spiralförmige Bewegung der Schachtröhre erkennen. So wandert die Schachtscheibe entsprechend der Verlagerung des Abbauschwerpunktes z. B. in 433 m Teufe bis 1938 um 13 cm nach Nordwesten. Bis 1953 hält eine Rückwärtsbewegung in der gleichen Ebene nach Südosten um insgesamt 35 cm an, während anschließend eine seitliche Auslenkung nach Westen um 25 cm beobachtet wurde.

54. — Sicherung des Schachtausbaus gegen Abbauwirkungen. Für die im Hinblick auf einen Abbau des Schachtsicherheitspfeilers im voraus zu treffenden Sicherungen am Schachtausbau ist weniger das Maß der Senkung selbst als vielmehr der Senkungsunterschied benachbarter Punkte von Bedeutung, der eine Streckung oder Stauchung der Ausbauröhre verursacht. Bei der im Steinkohlengebirge üblichen Ziegelsteinmauerung empfiehlt es sich, schon beim Abteufen eine Schachtsicherung in Form von Holzklotzlagen an den besonders gefährdeten Durchtrittsstellen der Flöze einzubringen, da hier mit Beginn des Abbaus starke Stauchungen zu erwarten sind. Hierzu können angeflachte Rund- oder Kanthölzer von 12—15 cm Stärke verwandt werden. Die einzelnen Holzklotzlagen werden beiderseits von 20—50 mm starken Bohlen eingefaßt und schachbrettartig oder gegeneinander versetzt so angeordnet, daß sich die Holzklötze zu etwa $^1/_3$ der Klotzbreite überdecken. Bei einsetzender Stauchung werden die Klötze nicht nur zusammengedrückt, sondern erhalten durch die Hohlräume zusätzlich Gelegenheit, in diese hineinzuwandern. Die Anzahl der einzubringenden Klotzlagen hängt von dem an der betreffenden Stelle zu erwartenden Stauchungsbetrag ab, d. h. von der Flözmächtigkeit und dem angewandten Versatzverfahren. Ferner kann man vor Beginn des Abbaus in unmittelbarer Nähe des Schachtes die Kohlen abbauen und den Hohlraum mit Holzkästen und Bergen ausfüllen. Zwischen dem Schachtausbau und der ersten Holzkastenreihe bleibt ein Zwischenraum von etwa 1 m, um ungleichförmigen Druck auf die Schachtröhre in radialer Richtung zu vermeiden.

Schwieriger ist es, den Ausbau des Schachtes im Deckgebirge zur Aufnahme von Abbaueinwirkungen zu befähigen, da Schwimmsanddurchbrüche auf jeden

[1] Baron, H.: Schachtbeanspruchungen beim Abbau eines Schachtsicherheitspfeilers unter mächtigem Deckgebirge. Diss. Aachen 1951.

Fall vermieden werden müssen. Man hat daher bei Schächten, die in ihrem oberen Teil mit dem herkömmlichen Tübbingverbundausbau ausgekleidet sind, von einem Abbau in Schachtnähe Abstand genommen und wird dies auch in Zukunft tun. Es sind zwar Vorschläge gemacht worden, die Tübbingsäule teleskop- oder stopfbüchsenartig auszubilden. Man hat sich jedoch noch nicht entschließen können, sie auf diese Weise auszuführen.

Statt dessen geht neuerdings das Bestreben dahin, den Schachtausbau im Deckgebirge nicht mehr mit diesem fest zu verbinden, sondern so auszubilden, daß das Gebirge an ihm entlanggleiten kann, ohne seine Bewegungen auf die Ausbausäule zu übertragen. Dies geschieht durch eine mit einer Bitumenmasse gefüllte, rings um den Schacht verlaufende Fuge von etwa 25 cm Dicke, die bei Honigmannschächten unmittelbar an das Gebirge, bei Gefrierschächten an einen Außenbeton anschließt. Der eigentliche Schachtausbau kann z. B. aus einer doppelten geschweißten Walzstahlsäule mit Zwischenbeton oder auch aus Stahlbeton bestehen.

Neben einer Sicherung des Ausbaus sind Maßnahmen an den Schachteinbauten erforderlich, von denen der Einbau von beweglichen Spurlattenhaltern, kürzbaren Spurlatten und Rohrleitungen mit Einschiebemöglichkeit genannt seien. Außerdem müssen die Schachtkabel den zu erwartenden Längenänderungen angepaßt werden.

IV. Die stoßartigen Abbauverfahren

55. — Der Stoßbau. Allgemeines. Das Wesen des Stoßbaus besteht darin, daß der Bauabschnitt in einzelne Streifen oder Stöße eingeteilt wird und diese nacheinander selbständige Abbaubetriebspunkte darstellen. Der durch den Abbau des Stoßes entstandene Hohlraum wird anschließend mit Bergen verfüllt, zuweilen auch zu Bruch geworfen. Der Stoßbau kann streichend oder schwebend geführt werden. Bei flacher Lagerung werden Firste und Sohle des Abbauraumes vom Hangenden und Liegenden und in der Regel der eine Stoß vom Mineral und der andere Stoß des Abbauraumes vom Bergeversatz gebildet. In der steilen Lagerung wird der streichende Stoßbau zum Firstenstoßbau, bei dem das Mineral die Firste, Hangendes und Liegendes dagegen die seitlichen Begrenzungen des Abbauraumes darstellen.

Der Stoßbau war im westeuropäischen Steinkohlenbergbau bis um die Jahrhundertwende verbreitet und bildete neben dem Pfeilerrückbau das Hauptabbauverfahren. An ihre Stelle sind der Strebbau und der Schrägbau getreten, die eine wesentlich höhere Fördermenge je Abbaubetriebspunkt sowie eine stärkere Mechanisierung gestatten. In der Steinkohle ist der Stoßbau daher selten geworden. Auch im Erzbergbau ist der gewöhnliche Stoßbau nicht häufig. Andererseits ist der Firstenstoßbau mit seinen Abarten das herrschende Abbauverfahren auf Erzgängen.

56. — Streichender Stoßbau im Steinkohlenbergbau. Das Beispiel eines streichenden Stoßbaus in einem 3—4 m mächtigen, mit 20—30^g einfallenden oberschlesischen Steinkohlenflözes zeigt Abb. 213. Zwischen zwei streichenden Abbaustrecken werden alle 100 m Aufhauen hergestellt. Sie dienen der Wetterabfuhr und zur Verlegung der Spülleitungen. In der Mitte zwischen ihnen spart man mit fortschreitendem Abbau eine schwebende Wetterzufuhr- und Förderstrecke aus. Der streichende Verhieb findet an 5 m breiten Stößen statt. Als tägliche Fördermenge werden 80 bis 120 t erreicht. Wie aus Abb. 214 zu ersehen ist, kann streichender Stoßbau auch

bankweise von unten nach oben mit Spülversatz durchgeführt werden, und zwar einflügelig oder, wie Abb. 214 zeigt, zweiflügelig. Dieses Verfahren ist zuerst auf mächtigen, flach einfallenden Flözen Oberschlesiens angewandt worden und wurde anfangs Kammerbau mit breitem Blick genannt. Die Mächtigkeit der Bänke kann bis 3,5 m betragen.

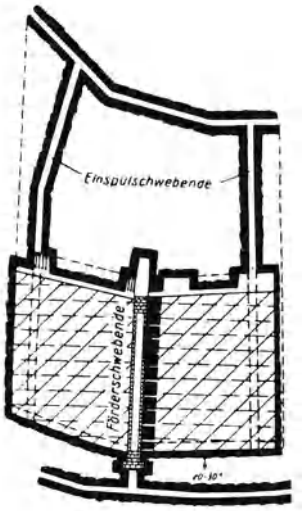
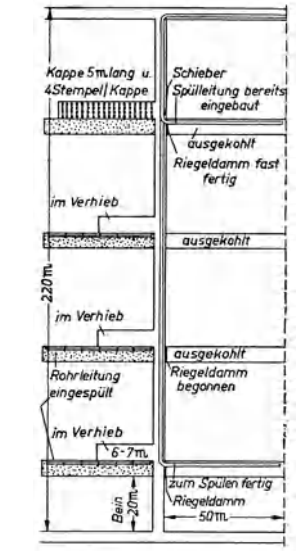


Abb. 213. Streichender Stoßbau mit Spülversatz

Einen zweiflügeligen streichenden Stoßbau mit strossenartigem Verhieb in einem steilen, fast 4 m mächtigen, zu Selbstentzündung neigenden Flöz der Zeche Kaiserstuhl in Dortmund gibt Abb. 215 wieder. Der Kohlenabförderung in den seitlich mitgeführten Aufhauen dienen Wendelrutschen. Das gleiche Fördermittel wird für die Bergezufuhr im Bergeaufhauen benutzt.

57. — Der streichende Stoßbau im Erzbergbau. Das auf der Grube Peine gebaute Brauneisenerzlager ist 3—10 m mächtig und hat ein Einfallen von 10—30°. Erz und Nebengestein sind von guter Standfestigkeit. Die Vorrichtung besteht aus söhligen Abbaustrecken, die in Abständen von etwa 200 m aufgefahren werden, sowie aus Auf- oder Überhauen, die alle 50 m die Abbaustrecken miteinander verbinden. Wie Abb. 216 erkennen läßt, ist jedes zweite Überhauen ein Förderberg, während die dazwischen befindlichen Überhauen zur Verlegung der Spülrohrleitungen dienen. Wird bei größerer Mächtigkeit von unten nach oben in mehreren Bänken gebaut, so erhält jede Bank ihre eigenen Förderberge und Rohrstrecken. Der Abbau beginnt oberhalb eines 20 m breiten, zum Schutze der Grundstrecke stehenbleibenden Sicherheitspfeilers. Vom Förderberg ausgehend werden streichende Stöße von 4,5 m Breite und 50 m Länge verhauen. Neigt das Hangende zum Nachfall, so bedient man sich des Ankerausbaus. Anschließend an den Abbau wird jeder Stoß von der zugehörigen Rohrstrecke aus verspült. Um den Förderberg offenhalten zu können, wird er gegen den Stoßraum abgedämmt. Dagegen



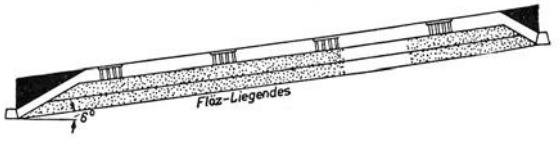


Abb. 214. Bankweiser zweiflügeliger streichender Stoßbau mit Spülversatz

können die Rohrstrecken mitverspült werden. Das überschüssige Wasser fließt durch Zementrohrleitungen in den zugespülten Rohrstrecken zu der Wasserseige der Grundstrecke und von dort in eine Sumpfstrecke. Die

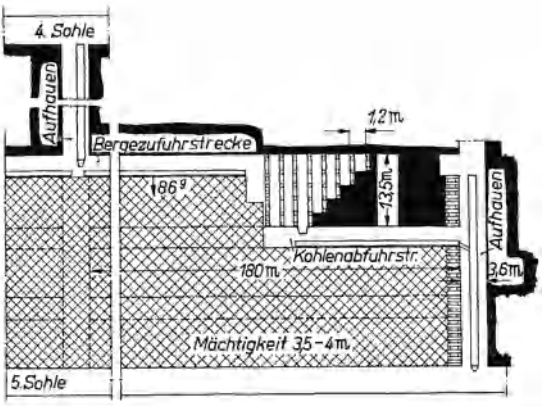


Abb. 215. Streichender Stoßbau mit strossenartigem Verhieb

Abbauverluste liegen bei 20%. Sie werden durch den Sicherheitspfeiler und eine anzubauende Schwebe hervorgerufen. Die Leistung je MS in der Gewinnung beträgt etwa 17 t.

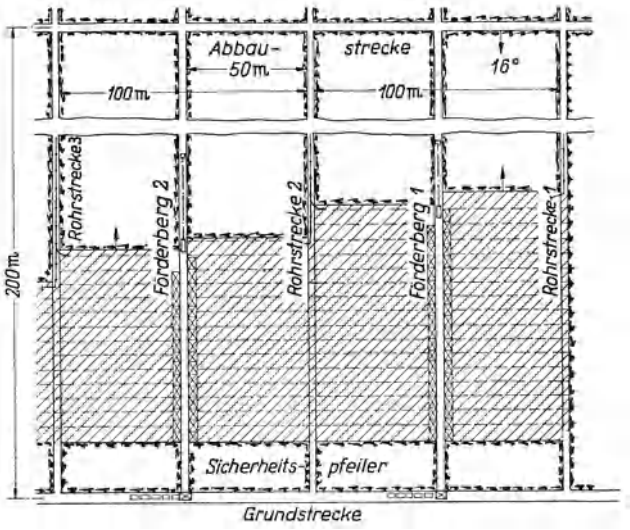


Abb. 216. Streichender Stoßbau mit Spülversatz auf einem flach einfallenden Erzlager

58. — Der Firstenstoßbau mit Versatz. Der Firstenstoßbau (Abb. 217) ist das vorherrschende Abbauverfahren auf steilstehenden Gängen mit überwiegend festem Lagerstätteninhalt und festem Nebengestein.

Zur Vorrichtung unterfährt man zunächst den Gang in seiner ganzen Mächtigkeit. Sodann werden in Abständen von etwa 40—70 m Überhauen, auch Überbrüche genannt, bis zur nächsthöheren Sohle getrieben. Sie dienen der Wetterführung und der Zufuhr von Versatz, der die Arbeitssohle für jeden Stoß bildet.

In Abbau befindet sich jeweils nur ein Firstenstoß von meist 2—4 m Höhe. Der Verhieb jedes Stoßes ist streichend, die Abbaurichtung schwebend, da ein Stoß nach dem anderen von unten nach oben verhauen wird. Jeder zwischen zwei Überbrüchen gelegene Firstenstoß bildet eine selbständige Abbaueinheit von 40—70 m Länge. Meist wird der Stoß nicht nur von einer Seite, also einflügelig, sondern zweiflügelig hereingewonnen, wobei man von beiden Enden des Stoßes oder von der Mitte ausgehen kann. Doch sollte zur Aufrechterhaltung einer regelmäßigen Förderung darauf geachtet werden, daß ein neuer Stoß angesetzt ist, bevor der Abbau des vorherigen beendet ist.

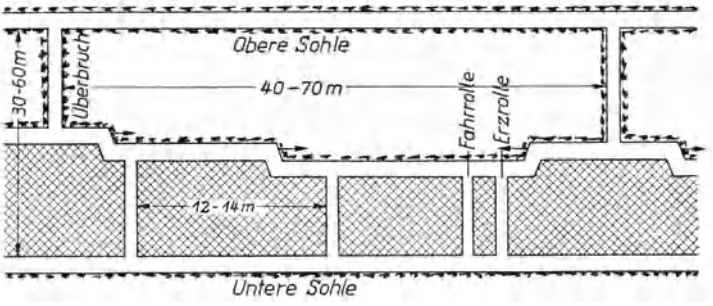


Abb. 217. Firstenstoßbau

Die Abförderung des Erzes geschieht durch im Versatz alle 10—15 m ausgesparte *Erzrollen*. Sie werden in Trockenmauerung, selten in Holz, d.h. in Schrotzimmerung ausgebaut. Im Siegerland z. B. sind die Förderrollen zur Erreichung einer höheren Lebensdauer mit Basalt ausgekleidet, in anderen Fällen mit sonstigen zur Verfügung stehenden Natursteinen. Die Kosten je Meter Rolle belaufen sich meist auf rd. 100 DM. Der 1—1,5 m betragende, nach oben etwas abnehmende Rollendurchmesser richtet sich nach der Erzmenge, die durch die Rolle gefördert werden soll. Um ein Hängen, d. h. ein Festsetzen des Haufwerks zu vermeiden, muß die Mauerung sorgfältig ausgeführt werden. Ein Hängenbleiben ist besonders zu befürchten, wenn das Einfallen der Lagerstätte nicht gleichmäßig ist und dadurch Knicke in den Rollen entstehen. Die Rollen dienen auch als Erzspeicher. Ihre Lebensdauer hängt neben dem Ausbaumaterial von der Menge und Beschaffenheit des geförderten Haufwerks ab. Die Durchsatzmenge muß so gewählt werden, daß Reparaturen von Rollöchern nicht oder nur in geringem Maße auftreten, da sie teuer und gefährlich sind. Bei größerer Gangmächtigkeit werden zwei Reihen gegeneinander versetzter Rollen vorgesehen.

Neben den Erzrollen ist bei Bergeüberschuß noch eine besondere *Bergerolle* notwendig. Zur Fahrung werden ebenfalls im Versatz ausgesparte *Fahrrollen* mitgeführt, die in Holz ausgebaut sind.

Der Sohlenabstand beim Firstenstoßbau schwankt in allen Bergbauländern zwischen 30 und 60 m. Er wird durch die Förderfähigkeit und Lebensdauer der Erzrollen bestimmt. Große Sohlenabstände verringern zudem die Zahl der Angriffspunkte.

Kann das Roherz im Abbau von Hand geschieden werden — wie z. B. im Metallerzbergbau —, so dient das übrige Haufwerk als Bergeversatz. Es ist dies auch bei geringmächtigen Gängen der Fall, wenn zur Schaffung eines 0,8—1 m breiten Abbauraumes ein oder mehrere Dezimeter vom Nebengestein mitgenommen werden müssen. Sind zuviel Berge vorhanden, so müssen sie durch Rollöcher abgefördert und es muß Versatzspeicherbau (Ziff. 65) angewandt werden.

Reicht das Resthaufwerk jedoch nicht aus oder wird das Haufwerk insgesamt abgefördert, so müssen Fremdberge von der oberen Sohlenstrecke durch vorher in Abständen von 40—70 m hochgebrochene Bergeüberhauen zugeführt werden. Stehen Fremdberge nicht zur Verfügung oder ist ihre Förderung zu teuer, so muß man sie in „Bergemühlen" gewinnen.

Die *Hereingewinnung* des Ganginhaltes geschieht beim Firstenstoßbau durch Bohr- und Schießarbeit. Die Bohrlöcher verlaufen horizontal oder leicht ansteigend und sind 1,2—3 m lang. Weggefüllt wird entweder mit Kratze und Trog oder mit Flachschaufel von einer Blechunterlage, in einzelnen Fällen auch durch mechanische Ladegeräte. Vor dem Hereinschießen muß zuweilen zur Vermeidung von Verlusten der Versatz planiert oder mit Platten abgedeckt werden.

Als Fördermittel dienen Schnabelkipper, zuweilen Schubkarren, aber auch Schüttelrutschen oder Schrapper.

59. — Firstenstoßbau im gebrächen Gebirge. Auch in weniger standfestem Gebirge kann Firstenstoßbau angewandt werden, jedoch ist es dann nötig, Ausbau einzubringen und die Stoßhöhe auf 2 m zu begrenzen. Beim Abbau des Deckelstoßes, d. h. des oder der obersten unter der oberen Gangstrecke gelegenen Stöße, ist dies zuweilen auch bei standfestem Gebirge der Fall. In der Regel wird mit deutschem Türstock, seltener mit schlesischem ausgebaut. Bei geringerer Gangmächtigkeit und bei etwas flacherem Einfallen kann die Kappe des Türstocks im Liegenden eingebühnt werden. Größere Kappenlängen als 3,50 m sind aus Transportgründen im Abbau nicht verwendbar, so daß nötigenfalls zwei Baue nebeneinander zu stellen sind.

Der Versatz wird bis etwa 0,5 m unter die Kappe eingebracht. Es kann dabei nur mit einer Versatzleistung von etwa 2 rm^3/MS gegenüber rd. 10 rm^3/MS beim gewöhnlichen Firstenstoßbau gerechnet werden. Die Kappen gewinnt man stets, die Stempel häufig wieder und verwendet sie zum Ausbau des nächsthöheren Stoßes. An Stelle des Türstockausbaus kann in einfachen Fällen Ausbau mit Holzstempeln und Anpfahl treten. Um ein Eindrücken der Stempel in den Versatz zu vermeiden, werden sie auf ein Sohlenholz gesetzt.

Der Schichtenaufwand beim Firstenstoßbau mit Ausbau ist höher als beim Firstenstoßbau ohne Ausbau. Im Siegerländer Eisenerzbergbau liegt er bei rd. 35 Schichten/100 t.

60. — Lage und Ausbau der Sohlenstrecke. Der unterste Stoß beginnt beim Firstenstoßbau über der Firste der Sohlenstrecke, die auch als untere Gangstrecke, als Feldort- oder Gezeugstrecke bezeichnet wird. Nach Unterfahren des Ganges wird sie daher so ausgebaut, daß sie den in ihrer Firste einzubringenden Versatz tragen kann. Man hält sie so schmal wie möglich und fährt sie infolgedessen nur in wenig mächtigen Gängen in der vollen Gangmächtigkeit auf. In mächtigen oder zusammengesetzten Gängen legt man sie an das Liegende, vielfach sogar in das liegende Nebengestein, um sie möglichst billig ausbauen zu können und sie den Druckwirkungen des Abbaus zu entziehen. Die einzelnen Förderrollen müssen dann durch kurze „Rollenquerschläge" an die Strecke angeschlossen werden.

Der Versatz des ersten Stoßes wird in der Regel durch den gewöhnlichen Streckenausbau in Türstockzimmerung oder aber durch ein Mauer- oder Betongewölbe getragen. Ist das Gangstück in der Firste der Grundstrecke so erzarm, daß sich ein Abbau nicht lohnt, so ist es zweckmäßig, bei genügender Festigkeit der Gangmasse eine Schwebe von 1—4 m Stärke stehenzulassen, die nunmehr den Versatz trägt und nur leicht unterfangen zu werden braucht. Zur Einleitung des Abbaus ist in diesem Falle oberhalb der Schwebe das Auffahren einer neuen Strecke, der Firstenstrecke, erforderlich.

61. — Die Mechanisierung der Abbauförderung. Eine Mechanisierung der Fördervorgänge im Abbau und damit zugleich eine Vergrößerung der Abstände zwischen den Bergerollen sowie zwischen den Erzrollen ist durch Schüttelrutschen oder Schrapper möglich.

Schüttelrutschen werden meist beim Bergeversatz verwendet. Die Rutsche wird aus dem Überbruch durch einen Ladekasten mit Bergen beschickt. Man kann auf ihn verzichten, wenn die Rutsche die Berge mit einem entenschnabelähnlichen Endstück aus dem Haufwerk unter dem Überbruch aufnimmt. Zur Erzförderung wird die Schüttelrutsche seltener benutzt. Der größte Teil der Erze muß hierbei in die Rutsche gekratzt werden. Darum ist eine steile Erzböschung anzustreben, damit möglichst viel Erz ohne Handarbeit in die Rutsche fällt. Entsprechend dem Ladefortschritt wird die Rutsche laufend durch Anbaubleche verlängert. Schüttelrutschen sind beim Firstenstoßbau nur gerechtfertigt, wenn mit ihnen eine beträchtliche Leistungssteigerung erreicht wird. Meist ist die Schüttelrutsche nicht voll ausgenutzt, zumal sie bei mächtigeren Gängen häufig geschwenkt werden muß. Schüttelrutschen werden z. B. auf den Siegerländer Eisensteingruben angewandt sowie auf den rheinischen Gruben Mühlenbach und Gute Hoffnung.

Der *Schrapper* ist zur Förderung des Erzes und des Versatzes in gleicher Weise geeignet. Voraussetzung ist ein schrappergerechtes Haufwerk, zu dessen Erreichung sich Millisekundenzünder bewährt haben. Die Schrapperförderung erlaubt eine Vergrößerung des Rollenabstandes bis zu 30 m[1]. Auch ist eine zeitliche und räumliche Trennung der Bohr- und Schießarbeit von der Abbauförderung möglich.

Um eine Verunreinigung des Haufwerks mit dem Versatz zu verhüten, soll das Haufwerk möglichst gleichmäßig von oben nach unten abgefördert

[1] Dorstewitz, G.: Bemerkenswerte abbautechnische Entwicklungsrichtungen im westdeutschen Erzbergbau. Montan. Rdsch. 1954 S. 140.

werden. Auf diese Weise bleibt schließlich eine dünne Schicht aus Erz auf der Versatzsohle liegen. Statt dessen kann auch ein Torkretieren der Versatzoberfläche oder ein Auflegen von Bohlen und Platten empfehlenswert sein. Der Schrapperhaspel wird hinter der Rolle, in die er fördern soll, aufgestellt. Bei geringen Förderwegen ist auch der sog. Einmannschrapper vorteilhaft, bei dem der Schrapperkasten von Hand zurückgezogen werden muß[1]. Auf Siegerländer Eisenerzgruben hat der Schichtenaufwand im Abbau durch Verwendung von Schrappern auf etwa 10 Schichten/100 t herabgedrückt werden können.

62. — Der Firstenstoßbau mit Abtrichtern. Aus dem gewöhnlichen Firstenstoßbau hat sich im Siegerland zur Verringerung der Lade- und Förderarbeit der Firstenstoßbau mit Abtrichtern entwickelt. Hierbei wird weitgehend die Schwerkraft zur Abförderung des Erzes ausgenutzt, indem das hereingeschossene Erz zu einem erheblichen Teil — je nach Gangmächtigkeit bis zu zwei Drittel des Haufwerks — von selbst in die Erzrollen stürzt,

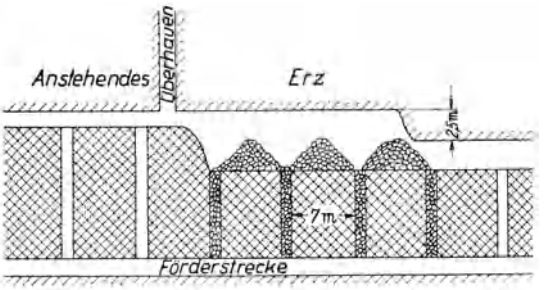


Abb. 218. Firstenstoßbau mit Abtrichtern des Haufwerks

deren Abstände allerdings auf 5—7 m verringert werden müssen. Der restliche Teil des Erzes häuft sich zwischen den Rollen in Form von Kegeln (Abb. 218) an.

Der Anteil des ohne Handarbeit geförderten Erzes ist um so größer, je geringer der Rollenabstand, je größer die Stoßhöhe (bis zu 4 m) und je geringer die Gangmächtigkeit ist. Allerdings setzt der Firstenstoßbau mit Abtrichtern aus wirtschaftlichen Gründen eine Mindestgangmächtigkeit von 2—3 m voraus[2]. Eine weitere Voraussetzung ist ein standfestes Erz, damit eine Erhöhung des Firstenstoßes möglich ist, sowie ein Haufwerk, das Klaubearbeit nicht oder nur wenig erfordert.

Bei größerer Mächtigkeit sind zwei Reihen gegeneinander versetzter Erzrollen notwendig. Die Rollen werden vielfach, um ein Verstopfen zu verhindern, mit Hilfe von Erzstücken vorläufig hochgezogen. Beim Abfördern reißt man sie nach und nach wieder ein, so daß das Haufwerk allmählich in die Rolle rutscht. Zum Schluß kratzt man die Haufwerkskegel zwischen den Trichtern bei und verlädt den Rest mit Kratze und Trog oder Schaufeln.

[1] Siehe Bd. I S. 233.

[2] Fettweis, G.: Über Abbauverfahren auf steilstehenden Gängen. Erzmetall 1952 S. 41.

Den Vorteilen des Firstenstoßbaus mit Abtrichtern, der Erleichterung der Wegfüllarbeit und des Versatzeinbringens, stehen jedoch mehrere Nachteile gegenüber. Durch die größere Zahl von Rollen werden die Rollenkosten erheblich erhöht, und Förderstörungen durch Beschädigen und Verstopfen der Rollen beim Schießen treten häufiger auf. Auch sind immer noch mindestens 30% des Haufwerks von Hand zu laden. Eine Klaubemöglichkeit besteht nur für die von Hand zu ladenden Haufwerkskegel. Ferner ist das Beräumen der hohen Stöße nach dem Abfördern des Erzes erschwert, wie überhaupt das Abtrichtern größere Unfallgefahren in sich birgt.

Der Schichtenaufwand im Abbau beim Firstenstoßbau mit Abtrichtern beträgt im Siegerland rd. 17 Schichten je 100 t.

63. — Firstenstoßbau mit schräggestellten Stößen. Der Firstenstoßbau mit schräggestellten Stößen (Abb. 219) nutzt ebenfalls in starkem Maße die Schwerkraft für die Haufwerkförderung aus, kann allerdings deren

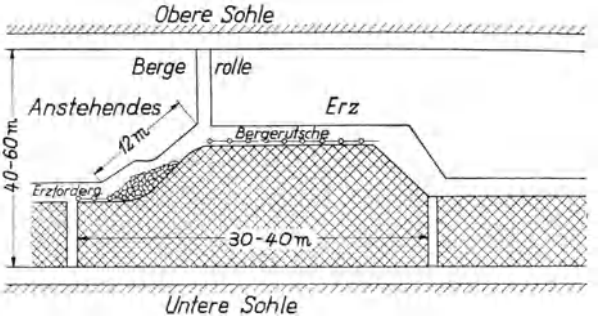


Abb. 219. Firstenstoßbau mit schräggestellten Stößen

Mechanisierung nicht überflüssig machen. Voraussetzung für seine Anwendung sind gleichmäßig ausgebildete lange Gangstücke mit gutem Hangenden und Liegenden.

Beim Ansetzen der Schrägstöße am Überbruch wird erst ein flacher Stoß von rd. 4 m Höhe herausgeschossen, der mit dem Überbruch einen Winkel von etwa 50^g bildet. Das Haufwerk wird mit Schüttelrutschen in die Erzrollen gefördert, welche einen Abstand von 30—40 m haben. Alsdann bringt man den Versatz kegelförmig aus dem Überbruch ein. Ist der Abbau weiter fortgeschritten, so erreicht der Schrägstoß eine flache Höhe von rd. 12 m. Das hereingeschossene Erz fällt teils von selbst in die Schüttelrutschen, teils muß es von der Bergeböschung heruntergekratzt oder von Hand in die Rutschen geladen werden. Die flache Höhe des Bergekegels beträgt rd. 8 m. Diese Stoßhöhen werden weiterhin beibehalten, wobei Gewinnung und Versatz miteinander abwechseln. Vorteilhaft ist bei dieser Abart des Firstenstoßbaus die Einsparung an Rollen und die starke Verminderung der Ladearbeit von Hand. Günstig ist auch, daß der Versatz unmittelbar der Gewinnung folgt. Der Gebirgsdruck kann sich daher weniger auswirken, und es ist möglich, die Schwebe in der Regel ohne größeren zusätzlichen Aufwand zu gewinnen.

Der Schichtenaufwand im Abbau beim Firstenstoßbau mit schräggestellten Stößen beträgt im Siegerland rd. 11 Schichten je 100 t.

64. — Der Firstenschrägbau. Eine weitere Abart des Firstenstoßbaus ist der Firstenschrägbau[1], bei dem die Schwerkraft sowohl zur Abförderung des Erzes als auch für das Einbringen des Versatzes ausgenutzt wird (Abb. 220), so daß sich eine Mechanisierung der Wegfüll- und Förderarbeit im Abbau erübrigt. Der Schichtenaufwand im Abbau sinkt bis auf 8 Schichten je 100 t.

Diese gute Ausnützung der Schwerkraft ist jedoch nur dann möglich, wenn der Abstand der Überbrüche auf 25 m herabgesetzt, also ihre Zahl erhöht wird. Die Erzrollen erhalten den gleichen Abstand, sind jedoch im Verhältnis zu den Überbrüchen um den halben Betrag versetzt. So ergibt sich ein ständiger Wechsel von Überbrüchen und Rollen, und es grenzt Schräge an Schräge. Um Verunreinigungen des Erzes oder Verluste zu vermeiden, kann die Versatzböschung durch Versatzdraht oder Versatzleinen abgedeckt werden.

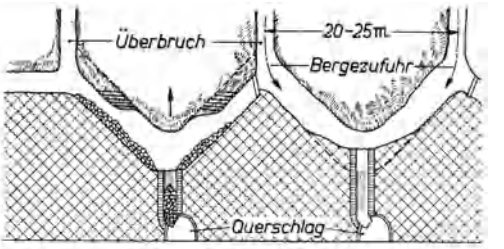


Abb. 220. Firstenschrägbau

Eine Abart des Firstenschrägbaus stellt der auf dem Erzbergwerk Rammelsberg bei Goslar angewandte „Fließbau" dar (Abb. 221). Durch das günstige Einfallen des 10 m mächtigen Lagers von 50g ist bei der gezeigten Anordnung der Erz- und Bergerollen die Ausnutzung der Schwerkraft möglich. Der Versatz fließt der Versatzstelle zu und bildet einen Schüttkegel, auf dem bei der nachfolgenden Erzgewinnung das hereingeschossene Erz der am Liegenden befindlichen Rolle zufließt.

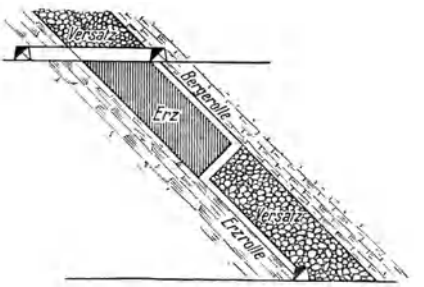


Abb. 221. Firstenschrägbau als Fließbau

Der Vorteil dieses Verfahrens liegt in der Verminderung der Lade- und Förderarbeit im Abbau. Das Verfahren läßt eine große Zahl von Angriffspunkten zu. Nachteilig ist die Verunreinigung des Erzes durch den Versatz, zumal auch ein Ausklauben nicht möglich ist.

65. — Firstenstoßbau als Speicherbau. Der Firstenstoßbau kann auch als Speicherbau betrieben werden, wobei das gewonnene Erz zeitweise die Aufgabe des Versatzes übernimmt. Da jedoch loses Erz der Schüttungszahl entsprechend einen um 50—80% größeren Raum einnimmt als der an-

[1] Schmoll, G.: Kurzgefaßte Darstellung des Erzbergbaus im Siegerland. Siegen 1957.

stehende Erzkörper, muß schon während des Abbaus so viel Erz aus dem Speicher abgezogen werden, daß genügend Arbeitsraum zwischen der Firste und der Oberfläche des gespeicherten Erzes verbleibt (Abb. 222).

Zur Vorrichtung dienen Überhauen, zwischen denen unter Stehenlassen eines Sicherheitspfeilers das Erz abgebaut wird. Bei wertvollem Erz setzt man an Stelle des Sicherheitspfeilers die Überhauen in Vollschrotzimmerung. Das Erz muß kleinstückig hereingeschossen werden, um ein Hängenbleiben im Speicher zu vermeiden. Auch werden von den Überhauen aus kleine Durchbrüche zum Speicherraum aufgefahren, von denen das Abrutschen des Fördergutes überwacht werden kann. Bei Vollschrotzimmerung müssen Zugänge zum Speicher offengelassen werden. Als weitere Vorrichtungsarbeit ist die Herstellung von Ladestellen in der Gangstrecke unterhalb des Abbauraumes unter Anstehenlassen kleiner kegelförmiger Erzfesten zur Aufnahme des Gewichtes des gespeicherten Erzes zu erwähnen.

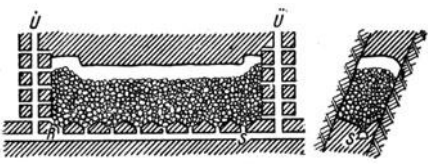


Abb. 222. Firstenstoßbau als Erzspeicherbau

Nach beendetem Abbau und Leerfördern des Speichers können der Abbauraum mit Bergen versetzt und die Erzpfeiler unter Umständen hereingewonnen werden. Bei starken Sicherheitspfeilern, starken Schweben und geringen Baulängen ist es möglich, auf das Versetzen zu verzichten.

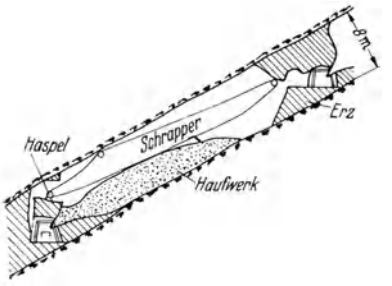


Abb. 223. Firstenstoßbau als Erzspeicherbau mit Schrapperförderung

Ein Vorteil des Speicherbaus besteht in dem Fortfall des Bergeversatzes während des Abbaus sowie in dem Verzicht auf Erzrollen und in der Ersparnis an Überbrüchen.

Das Verfahren, von dem u. a. die Bleizinkerzgrube Mühlenbach bei Koblenz Gebrauch macht, ist jedoch nicht häufig anwendbar. Es verlangt ein festes Nebengestein und eine regelmäßige Ausbildung des Ganges. Besonders das Liegende muß frei von Ausbauchungen und das Einfallen mehr als 50g sein, damit das Erz von selbst abrutschen kann. Durch geringeres Einfallen verursachte Schwierigkeiten können allerdings durch Schrapper überwunden werden (Abb. 223). Eine Klaubemöglichkeit im Abbau ist nicht vorhanden. Nachteilig ist ferner, daß durch die Speicherung des Erzes erhebliches Kapital gebunden wird. Auch muß eine neue Grube zur Erreichung einer bestimmten Sollförderung eine größere Anzahl von Betriebspunkten in Angriff nehmen als beim gewöhnlichen Firstenstoßbau.

Das als „Versatzspeicherbau" (Abb. 224) bezeichnete Verfahren eignet sich für steilstehende Gänge geringer Mächtigkeit, bei denen große Bergemengen anfallen, wie dies z. B. bei den Uranerzgängen des Erzgebirges der Fall ist. Das Erz wird aus dem hereingeschossenen Haufwerk geklaubt und in einem besonderen Trum des Überhauens gefördert. Durch Ladekästen

in der unteren Sohlenstrecke kann überschüssiges Versatzgut abgezogen werden.

66. — Der Firstenstoßbau im Steinkohlenbergbau. Der Firstenstoßbau ist im Steinkohlenbergbau selten, hat aber auf den steilstehenden

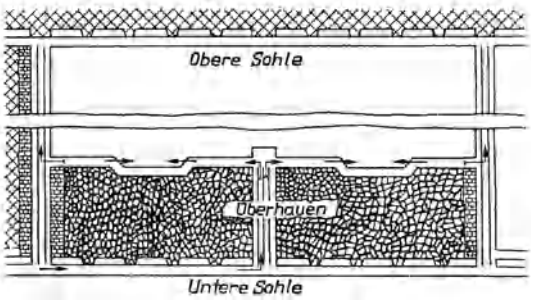


Abb. 224. Firstenstoßbau als Versatzspeicherbau

1—10 m mächtigen Steinkohlenflözen Lothringens, insbesondere auf der Grube Merlebach, eine bemerkenswerte Anwendung und Bedeutung erfahren. Wie Abb. 225 an drei Flözen zeigt, besteht die Vorrichtung in jedem

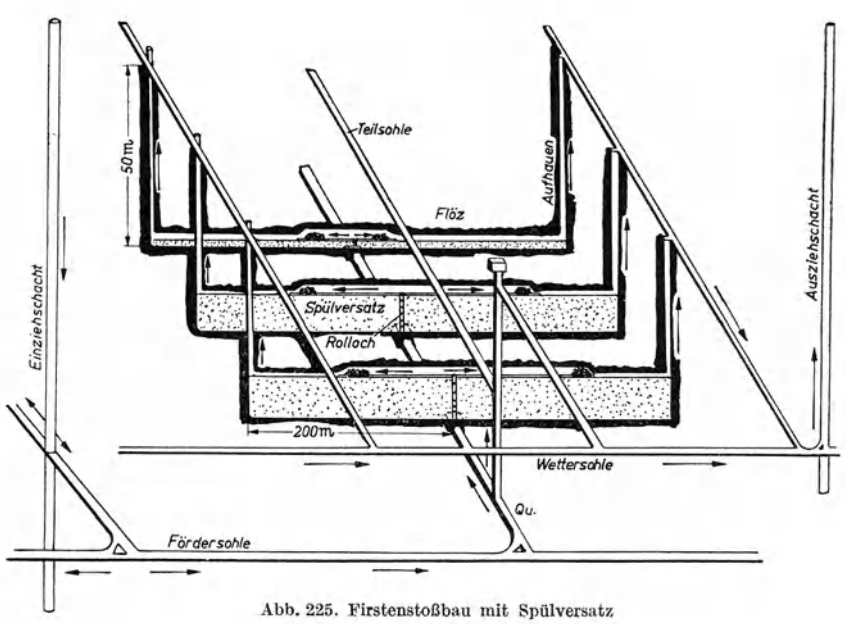


Abb. 225. Firstenstoßbau mit Spülversatz

Flöz aus einem Sohlenstoß, der von einem Querschlag zweiflügelig je 200 m lang vorgetrieben wird, sowie aus einem Aufhauen auf jedem Flügel, das die Sohlenstöße mit den Querschlägen der Wettersohle verbindet. Alsdann wird der zweite und darauf der dritte usw. Stoß streichend verhauen, und

zwar durch Schießarbeit bei etwa 5 m Höhe. Der obere Stoß wird erst in Angriff genommen, nachdem der untere mit Spülversatz verfüllt ist. Um die Wetterführung aufrechtzuerhalten und der Schießarbeit eine weitere freie Fläche zu geben, wird der Versatz nur bis auf einen Meter Zwischenraum eingespült. Die Abförderung der Kohle aus beiden Bauflügeln geschieht mittels Schüttelrutschen in ein gemeinsames Rolloch, das in den Querschlag der Fördersohle mündet. Das Rolloch ist, um einen Abschluß gegen den Spülversatz zu erzielen, mit Stahlblechtübbingen ausgekleidet. Flöze bis etwa 4 m werden auf einmal von unten nach oben, Flöze größerer Mächtigkeit möglichst unter Ausnutzung von Bergemitteln als Trennwand in Bänken abgebaut.

Ein Nachteil des Abbauverfahrens ist die geringe Tagesförderung von 40—50 t je Stoß. Andererseits ist es billig, da die Abbaustreckenunterhaltung und -förderung fortfällt. Ein durch Selbstentzündung etwa hervorgerufener Flözbrand kann durch Zuspülen des Stoßes leicht gelöscht werden.

67. — Beurteilung des Firstenstoßbaus. Das Verbreitungsgebiet des Firstenstoßbaus in Deutschland umfaßt die Eisensteingänge des Siegerlandes, wo 60% der Förderung mittels dieses Verfahrens gewonnen werden, die Blei-Zinkerzgänge an Rhein und Lahn sowie die Gangzüge des Erzgebirges und an der Mosel und die Flußspatgänge der Oberpfalz und des Schwarzwaldes. Auch geringmächtige Roteisensteinlager des Lahn-Dill-Gebietes werden z. T. im Firstenstoßbau abgebaut. Seine Vorteile sind die große Anpassungsfähigkeit an unregelmäßige Lagerstätten, die Möglichkeit der fast vollständigen Gewinnung der Lagerstätte sowie des Klaubens im Abbau. Auch bietet er angesichts der geringen Betriebszusammenfassung keinerlei organisatorische Schwierigkeiten. Diesen Vorteilen stehen jedoch eine Reihe von Nachteilen gegenüber. Die Lade- und Förderarbeit für Erz und Versatz entzieht sich um so mehr der Mechanisierung je geringmächtiger der Gang ist. Ferner ist die Betriebszusammenfassung angesichts der niedrigen Belegung gering, ebenso die Förderung je Abbaubetriebspunkt. Schließlich bereitet der Gebirgsdruck dem Abbau der oberen Stöße, insbesondere der Schwebe, vielfach Schwierigkeiten. Der Schichtenaufwand beim Firstenstoßbau schwankt im Abbau zwischen 20 und 50 Schichten je 100 t. Auf den Eisenerzgruben des Siegerlandes entfallen von 20 Schichten rd. 5 auf den Versatz und 15 auf die Gewinnung.

V. Die pfeilerartigen Abbauverfahren

68. — Allgemeines. Die Abbauverfahren mit pfeilerartiger Bauweise sind dadurch gekennzeichnet, daß jeder Bauabschnitt von Vorrichtungsstrecken — Pfeilerstrecken — in Pfeiler, d. h. verhältnismäßig schmale und lange Lagerstättenabschnitte eingeteilt wird. Die Pfeiler baut man mittels verschiedener Verhiebarten ab.

Die pfeilerartigen Abbauverfahren werden hauptsächlich auf Lagerstätten von 2—10 m Mächtigkeit, aber auch auf noch mächtigeren Erzkörpern angewandt. Das Einfallen kann flach, geneigt oder steil sein. Mit Ausnahme des Steinsalz- und auch des Kalibergbaus finden sich die hierher

gehörenden Abbauverfahren in allen Bergbauzweigen. Je nach dem Einfallen, der Mächtigkeit und der Standfestigkeit der Lagerstätte sowie der Standfestigkeit des Nebengesteins ist die Ausbildung der Abbauverfahren sehr verschieden. Die pfeilerartigen Abbauverfahren werden als Rückbau betrieben, und zwar ist Pfeilerbruchbau am meisten verbreitet, aber auch Abbau mit Versatz möglich.

In der flachen Lagerung des Stein- und Braunkohlenbergbaus geht der Abbau der Pfeiler entweder ununterbrochen oder in Abschnitten vor sich. Beim *ununterbrochenen Verhieb* überläßt man das Hereinbrechen des Hangenden sich selbst, so daß die Gewinnung an der Abbaufront täglich stattfinden kann. Es ist dies jedoch nur in Flözen bis zu etwa 3 m Mächtigkeit möglich. Bei mächtigeren Flözen, und zwar gilt dieses gleicherweise für Stein- und Braunkohle, müssen dagegen die Pfeiler *in Abschnitten* hereingewonnen werden, wenn der vorherige zu Bruch geworfen oder aber — was sich allerdings nur bei Steinkohle als wirtschaftlich erwiesen hat — versetzt worden ist. Mit Bergeversatz, in der Regel Spülversatz, ist der Abbau in Abschnitten in sehr mächtigen flachgelagerten Flözen auch in Bänken von je 4—6 m Mächtigkeit möglich. Ebenfalls findet der Rückbau der Pfeiler auf söhligen oder mäßig geneigten Erzlagern in Abschnitten statt.

Steht die Lagerstätte steil, ist sie mächtig und von mindestens mittlerer Standfestigkeit, so kann Teilsohlenbruchbau angewandt werden. Die Pfeiler liegen dann nicht mehr wie in flacher Lagerung nebeneinander, sondern übereinander, und die im Streichen aufgefahrenen Pfeilerstrecken, hier auch Teilsohlenstrecken genannt, haben eine senkrechte Entfernung von 5–10 m. Bei Mächtigkeiten bis etwa 10 m genügt in der Regel eine Pfeilerstrecke je Teilsohle, während bei größerer Mächtigkeit jede Teilsohle mehrere Pfeilerstrecken besitzt. Sie werden parallel zueinander in Abständen von etwa 10 m aufgefahren. Die Pfeiler liegen in diesen Fällen sowohl übereinander als auch nebeneinander.

Ist dagegen bei mächtigen Lagerstätten die Standfestigkeit des Minerals gering, so ist ein Abbau in Form von 5—7 m hohen und 10—20 m breiten Pfeilern nicht möglich. Es muß dann eine Aufteilung in Scheiben von 2—3 m Höhe stattfinden, die hintereinander entweder von unten nach oben oder von oben nach unten abgebaut werden. Jede Scheibe wird hierbei durch Pfeilerstrecken in Pfeiler unterteilt und durch stoßartigen Verhieb mit oder ohne Bergeversatz im Querbau hereingewonnen.

69. — Der Pfeilerbau. Allgemeines. Im Steinkohlenbergbau des Ruhrgebietes hatte er bis zum Ende des vorigen Jahrhunderts erhebliche Bedeutung. Man betrieb ihn mit Pfeilerbreiten von 10—20 m im *ununterbrochenen Verhieb* (Abb. 226), ohne den Ausbau planmäßig zu rauben, so daß das Hangende unregelmäßig zu Bruch ging. Wegen hoher Abbauverluste, Selbstentzündungsgefahr, Wetterkurzschlüsse sowie wegen geringer Fördermenge je Abbaubetriebspunkt ist der sich allmählich entwickelnde Strebbau an seine Stelle getreten. Auf den mächtigen Flözen Oberschlesiens spielt er als *abschnittsweiser Pfeilerbruchbau* noch heute eine Rolle. Auf den flachgelagerten Flözen des Braunkohlentiefbaus ist er das wichtigste Abbauverfahren. Im europäischen Erzbergbau wird der abschnittsweise

Pfeilerbau z. B. in der Minette, in der Oberpfalz sowie auf Eisenerzgruben am Harzrand angewandt.

70. — Der Pfeilerbau in einzelnen Abschnitten. Vorbemerkung. Beim Pfeilerbau in einzelnen Abschnitten wird jeder zwischen zwei Pfeilerstrecken gelegene Pfeiler abschnittsweise abgebaut und der neue Abschnitt erst in Angriff genommen, nachdem — zur besseren Pflege des Hangenden — der vorhergehende entweder zu Bruch geworfen oder versetzt worden ist. Diese Verhiebart wird beim Pfeilerbau immer dann angewandt, wenn ein ununterbrochener Verhieb, wie z. B. im Strebbau, nicht durchführbar ist. Dies trifft für die mächtigen Flöze Oberschlesiens sowie für den Braunkohlentiefbau und für manche Erzlager zu[1]. — Der abschnittsweise Pfeilerbau kann streichend, fallend oder diagonal betrieben werden.

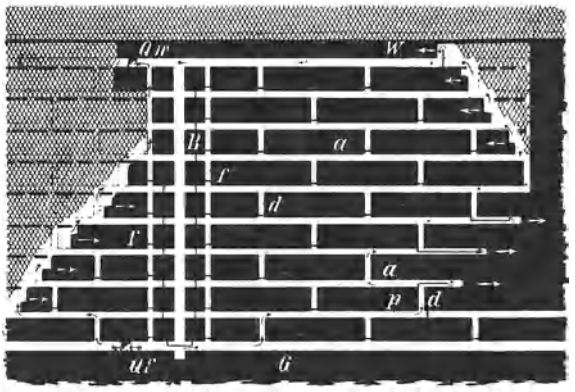


Abb. 226. Streichender Pfeilerbruchbau.
Qf Förderquerschlag; — *p* Begleitort; — *d* Durchhiebe; — *f* Fahrüberhauen; — *W* Wetterstrecken; — *B* Bremsberg; — *a* Abbaustrecken; — *Qw* Wetterquerschlag; — *G* Grundstrecke

71. — Der Pfeilerbruchbau auf mächtigen Flözen. Der *streichende Pfeilerbruchbau*, auch einfach als „Oberschlesischer Pfeilerbau" bezeichnet, war früher in den flachen bis geneigten Sattelflözen, deren Mächtigkeit 4—10 m und mehr beträgt, fast ausschließlich in Gebrauch. Mit zunehmender Teufe und Gesteinsfestigkeit kamen die Brüche jedoch vielfach nicht mehr schnell genug, die Gewinnung stockte, so daß der Pfeilerbruchbau zum Teil durch andere Verfahren mit Versatz ersetzt worden ist. Immerhin ist er auch noch heute, insbesondere in Flözen von 3—7 m Mächtigkeit, verbreitet.

Beim streichenden Pfeilerbruchbau werden von einem 100—150 m langen Bremsberg in Abständen von 12—20 m streichende Pfeilerstrecken bis zur Baugrenze aufgefahren. Sie erhalten 2—2,5 m Breite und Höhe mit Ausnahme der Grundstrecke, die ähnlich wie der Bremsberg mit 3 m Breite hergestellt wird.

---

[1] Ferling, P.: Abbaukonzentration und Leistungsverbesserung auf der Grube Lengede-Broistedt durch Einsatz von Förderbandanlagen. Erzmetall 1957 S. 335.

Der Rückbau der Pfeiler erfolgt, wie Abb. 227 erkennen läßt, abschnittsweise von hinten und oben nach vorn und unten. Die Breite jedes Pfeilerabschnitts (Bruchs) beträgt bei großer Mächtigkeit 7—8 m, bei etwas

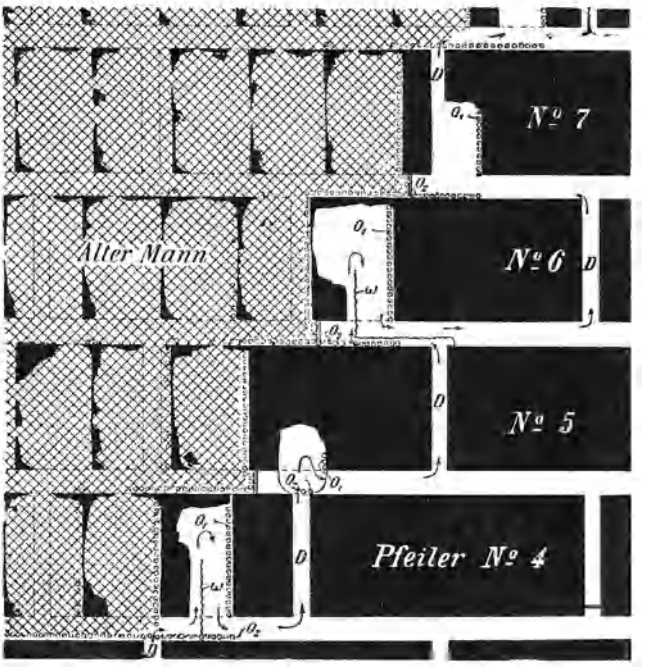


Abb. 227. Verhieb der Pfeiler beim streichenden Pfeilerbruchbau

geringerer 10—20 m. Die Hereingewinnung wird durch Hochbrechen von der Abbaustrecke aus bis zur Firste unter gleichzeitiger Verbreitung der Abbaustrecke auf 5 m eingeleitet. Sodann erfolgt meist durch Schießarbeit

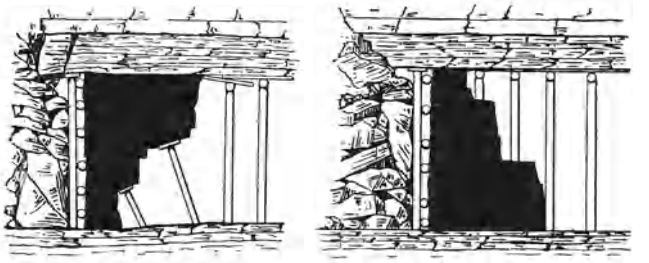


Abb. 228. Verhiebarten beim streichenden Pfeilerbruchbau

die Gewinnung der im Pfeiler selbst anstehenden Kohle, und zwar schwebend oder fallend durch strossenartigen oder firstenartigen Verhieb (Abb. 228) unter Abstützung der überhängenden Kohlenbank durch Hilfsstempel. Der Firstenangriff bildet die Regel. — Wegen der großen Flözmächtigkeiten

muß die Hereingewinnung und das Setzen des Ausbaus von Fahrten aus vor sich gehen.

Ist bei großer Flözmächtigkeit ein wenig festes Hangendes vorhanden, so läßt man zunächst gegen den Alten Mann der oberen Strecke und des benachbarten ausgekohlten Abschnitts ein Kohlenbein stehen, das nach beendigtem Verhieb des Abschnittes noch soweit wie möglich hereingewonnen wird.

Während des Auskohlens eines Pfeilerabschnittes wird seine vordere sowohl wie seine untere Kante durch die sog. „Orgeln" O_1 und O_2 (Abb. 227) gesichert. Orgeln sind in einer Reihe dicht aufgestellte Stempel, die oft noch besonders verspreizt werden. Sie sollen das Hereinbrechen des Hangenden auf den jeweiligen Abschnitt beschränken und das Weiterrollen der hereingebrochenen Blöcke in die unter Verhieb stehenden Abschnitte verhüten.

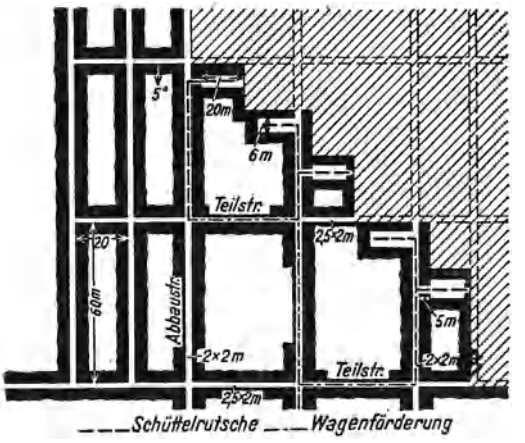


Abb. 229. Zweiflügeliger schwebender Pfeilerbruchbau

Ist ein Pfeilerabschnitt abgebaut und sind die Orgeln gestellt, so erfolgt das Rauben der Stempel. Wegen der Gefährlichkeit dieser Arbeit raubt man vielfach nur die weniger belasteten.

Beim *schwebenden Pfeilerbruchbau* werden die Pfeilerabschnitte in fallender Reihenfolge rückwärts gebaut. Da die Pfeilerstrecken im Einfallen aufgefahren werden, ist in ihnen die Förderung durch Schüttelrutschen leichter zu mechanisieren. Ein weiterer Vorteil des schwebenden Pfeilerbaus ist die Möglichkeit, wie Abb. 229 zeigt, bei guten Gebirgsverhältnissen von einer Abbaustrecke aus zweiflügelig abzubauen und somit die Zahl der Abbaustrecken auf die Hälfte zu verringern.

72. — Der abschnittsweise Pfeilerbau mit Spülversatz. Wenn das Hangende eines ausgekohlten Abschnittes nach dem Rauben des Ausbaus nicht gleich hereinkommt, sondern längere Zeit „hängen" bleibt, kann der folgende Pfeilerabschnitt noch nicht belegt werden. Man wendet dann den Pfeilerbau mit Spülversatz an (Abb. 230). Um einen zu verspülenden Abschnitt abzuschließen, genügt ein Verschlag oder Damm in der unteren Pfeilerstrecke. Außerdem ist das Stehenlassen eines Kohlenbeins zum Schutz der oberen Pfeilerstrecken und -abschnitte erforderlich. Um diese nachträglich noch zu gewinnen, werden, wie Abb. 230 zeigt, meist die unteren Pfeiler vor den oberen verhauen. In der Höhe der täglichen Förderung, in der Art der Hereingewinnung, des Ausbaus und der Fördermittel unterscheidet sich der Versatzbau vom Bruchbau jedoch nicht. — Der abschnittsweise Pfeiler-

bau mit Spülversatz kann in besonders mächtigen Flözen auch bankweise von unten nach oben durchgeführt werden.

73. — Beurteilung des abschnittsweisen Pfeilerbruchbaus. Die Vorteile dieses Abbauverfahrens bestehen darin, daß es mächtige Flöze hereinzugewinnen gestattet und hohe Hackenleistungen bis zu 25 t erreichen läßt. Nachteilig ist allerdings die große zeitliche Trennung zwischen Vorrichtung und Abbau und die damit verbundene lange Standdauer der Grubenbaue mit ihren Auswirkungen, wie Beunruhigung des Gebirges, Entgasung und Zerdrückung der vorgerichteten Kohle, Grubenbrandgefahr durch Selbstentzündung usw. Nachteilig ist ferner der besonders hohe Anteil der aus der Vorrichtung anfallenden Kohle an der Gesamtförderung. Beim streichenden Pfeilerbau beträgt er bis zu 30—40%, beim schwebenden 10—25%, da wegen des hier möglichen zweiflügeligen Abbaus weniger Sicherheitspfeiler stehenbleiben. Ungünstig ist auch die verhältnismäßig geringe Fördermenge je Abbaubetriebspunkt und Tag. Sie beträgt bei zweischichtiger Belegung mit zwei Hauern und zwei Füllern in jeder Schicht je nach der Flözmächtigkeit nur 50—100 t und erschwert daher eine großzügige Mechanisierung.

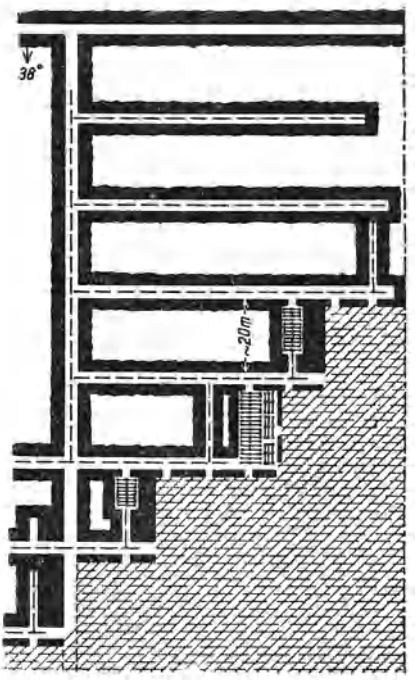


Abb. 230. Streichender Pfeilerrückbau mit Spülversatz

74. — Pfeilerbruchbau im amerikanischen Steinkohlenbergbau. Wie auf S. 288 dargelegt wird, ist der amerikanische Steinkohlenbergbau von dem mit großen Abbauverlusten verbundenen Örterbau mehr und mehr zum Örterpfeilerbau und auch zum echten Pfeilerbau übergegangen. Die flach gelagerten Flöze sind meist 1,5—2,5 m mächtig. Abb. 231 zeigt die Aufteilung eines Flözabschnittes in rechteckige Pfeiler und deren Verhieb. Vielfach bilden vier Pfeiler eine Abbaueinheit, in denen von den ortsbeweglichen Maschinen hintereinander gebohrt, geschrämt, geladen und gefördert wird. Zwischen Schrämen und Laden schaltet sich die Schießarbeit ein.

75. — Der Pfeilerbruchbau mit diagonalen Pfeilerstrecken auf steilen Steinkohlenflözen (Slant-Verfahren). Im nordfranzösischen Steinkohlenbergbau wird auf steilgelagerten Flözen mittlerer Mächtigkeit ein Abbauverfahren angewendet, das als Slant-Verfahren[1] bezeichnet wird. Es handelt sich, wie Abb. 232 zeigt, um einen Pfeilerbruchbau, bei dem der Bau-

[1] slant (englisch) = schräg oder diagonal.

abschnitt in Pfeiler zerlegt wird, die durch geeignete Ausführung der Schießarbeit auf einmal hereingewonnen werden. Die Kohle rutscht in den schrägen Durchhieben oder den Pfeilerstrecken nach unten. Ladearbeit ist also nicht erforderlich. Zur Vorrichtung werden in einem Abstand von 10—15 m Pfeilerstrecken, auch Örter genannt, aufgefahren, die mit der Grundstrecke einen Winkel von mindestens 50g bilden und 2,5—4 m breit sind. Die so entstehenden Pfeiler werden zur weiteren Vorrichtung des Abbaus von

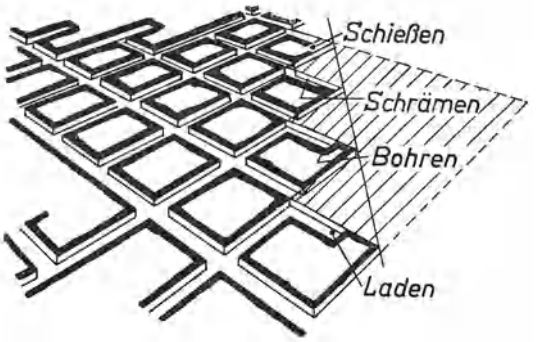


Abb. 231. Pfeilerbruchbau im amerikanischen Steinkohlenbergbau

senkrecht zu ihnen verlaufenden, 2 m breiten Durchhieben in Pfeilerabschnitte von rechteckiger Form und 100—200 m² Grundfläche zerlegt. Ihr Kohleninhalt beläuft sich je nach Flözmächtigkeit auf 150—300 t.

Die Hereingewinnung der Pfeilerabschnitte geschieht in der in Abb. 232 bezeichneten Reihenfolge durch Schießarbeit. Vor dem Abtun der Schüsse setzt man an den Örtern und Durchhieben noch Holzkästen, um die Belegschaft beim Abfließen der Kohlen zu schützen. Der Bruch eines Pfeilerabschnittes kommt im allgemeinen erst nach 24 Stunden, so daß genügend Zeit zum Abfördern der Kohle, wozu feste Rutschen in den Örtern verlegt sind, verbleibt.

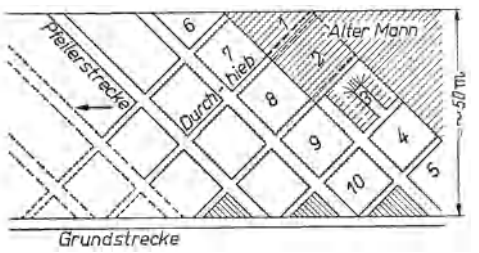


Abb. 232. Slant-Verfahren

Mit dem beschriebenen Verfahren werden Leistungen im Flözbetrieb von rd. 4,5 t/MS erreicht, die 1—1,5 t über den Leistungen von Schrägbaubetrieben im gleichen Flöz liegen. Da das Verfahren günstiges Gebirge und nur mäßigen Druck voraussetzt, ist es auf Teufen unter etwa 400 m beschränkt.

76. — Der Pfeilerbruchbau im Braunkohlentiefbau. Der Pfeilerbruchbau ist das herrschende Abbauverfahren im deutschen Braunkohlentiefbau. In der härteren böhmischen Braunkohle wird dagegen vorzugsweise der Kammerbruchbau angewandt. Zur Vorrichtung des Pfeilerbruchbaus dienen streichende Pfeilerstrecken (*p*), die in Abständen von 20—30 m auf-

gefahren und etwa alle 30—60 m durch rechtwinklig zu ihnen verlaufende hergestellte Strecken (p) miteinander verbunden sind (Abb. 233). Von den Pfeilerstrecken nehmen die sog. Bruchstrecken ihren Ausgang, die bis zum Alten Mann oder bis zu einer anderen Abbaugrenze vorgetrieben werden. Ist die Flözmächtigkeit nicht größer als 5 m, so genügt diese Vorrichtung. Übersteigt sie dagegen dieses Maß, so wird von oben nach unten in mehreren Bänken gebaut. Jede Bank erhält dann ihr eigenes Vorrichtungsstreckennetz. Vielfach wird jedoch eine vollständige Vorrichtung nur in der untersten Bank durchgeführt, von der aus durch Rollöcher die oberen Bänke mit abgebaut werden. In diesen Bänken sind dann nur Bruchstrecken erforderlich. Der Abbau der unteren Bänke kann erst beginnen, wenn sich das Deckgebirge nach dem Hereinbrechen beruhigt hat. Das ist gewöhnlich nach einem Jahr der Fall.

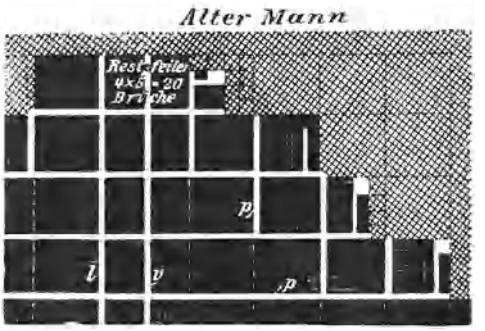


Abb. 233. Pfeilerbruchbau in der Braunkohle

Beim Pfeilerbruchbau wird die Kohle in 3×4 bis 5×7 m² großen Brüchen rückwärts abgebaut. Größere Brüche sind im allgemeinen wegen des meist lockeren Deckgebirges und der geringen Festigkeit der Kohle nicht möglich. Der erste Bruch wird jeweils am Ende der Bruchstrecke angesetzt. Zunächst wird an beiden Seiten der Strecke hochgebrochen und dann die Kohle in einer Höhe von 4—5 m einschließlich des über der Strecke befindlichen Flözteils hereingewonnen. Zum Schutz gegen den Alten Mann werden vor Kopf und an der Seite des Bruches Kohlenbeine von 0,75—1,5 m Dicke stehengelassen (e und d in Abb. 234). Außerdem wird in der Regel gegen das Hangende eine Schwebe angebaut, um ein vorzeitiges Hereinbrechen der Dachschichten zu verhindern.

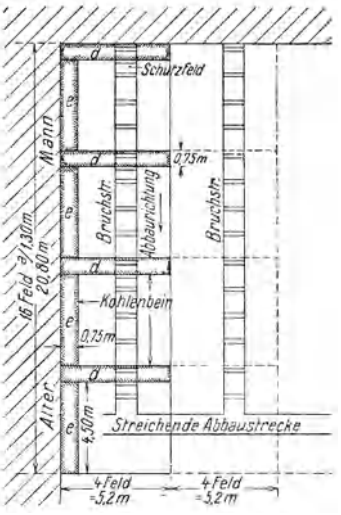


Abb. 234. Pfeilerbruchbau mit Bruchstrecke in der Mitte der Brüche

Ist der Abschnitt in der vorgesehenen Größe ausgekohlt, wird durch Rauben des Ausbaus das Hangende zum Hereinbrechen gebracht. Erst wenn der Bruch vollständig gekommen ist, kann mit dem Abbau des nächsten Pfeilerabschnittes begonnen werden.

Beim Pfeilerbruchbau ist wegen der beschränkten Möglichkeit einer Betriebszusammenfassung die Förderung je Abschnitt gering. Bei 2—3 Mann

Belegung beläuft sie sich auf etwa 20—30 t je Schicht. Neben dem dadurch verursachten großen Umfang des Grubengebäudes ist der Hauptnachteil dieses Verfahrens in den hohen Abbauverlusten zu sehen, die vielfach 40% betragen[1]. Nachteilig ist ferner der hohe Holzverbrauch. Auch die Wetterführung ist ungünstig, da die Abbauräume nur durch Diffusion oder Sonderbewetterung bewettert werden. Eine besondere Gefahr bedeuten ausgedehnte Schwimmsandeinlagerungen im Deckgebirge, die den Pfeilerbruchbau unter Umständen unmöglich machen. Bei dem gewöhnlichen Pfeilerbruchbau beläuft sich der Abstand der Bruchstrecken, mit deren Hilfe die einzelnen 20 m × 20 m großen Pfeiler abgebaut werden, nur auf etwa 5 m. Er kann

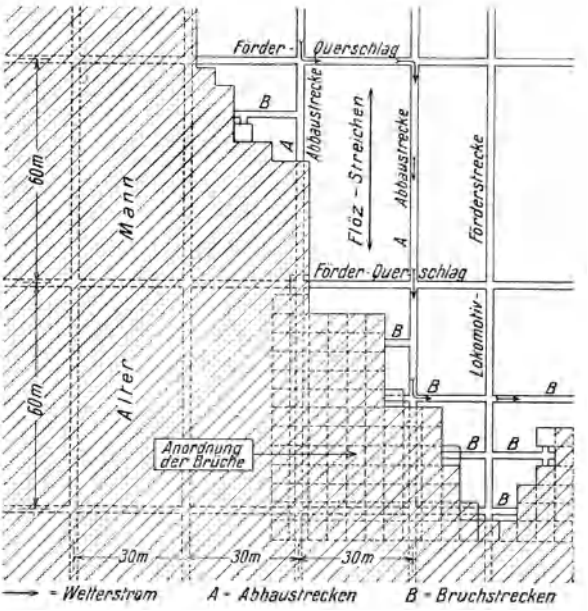


Abb. 235. Pfeilerbruchbau mit Brüchen vor Stirn und seitlich jeder Bruchstrecke

auf 12—15 m erhöht werden, wenn — wie Abb. 235 zeigt — nicht nur vor Stirn der Bruchstrecken *B*, sondern auch zu beiden Seiten Brüche angesetzt werden.

Auf der Braunkohlengrube Hirschberg in Großalmerode bei Kassel[2] verzichtet man beim Abbau der 60 m langen und 20 m breiten Pfeiler auf die herkömmlichen Bruchstrecken. Von den Pfeilerstrecken werden nach Abb. 236, von der Abbaugrenze ausgehend, unter Stehenlassen eines 1 m

[1] Vgl. SCHWALM: Anforderungen, die an ein Verfahren für den unterirdischen Abbau mächtiger Braunkohlenflöze zu stellen sind. Braunkohle 1953 S. 183. — Ferner H. BARTHOLMAI: Abbau mächtiger Braunkohlenlagerstätten bis 25 m Mächtigkeit im Tiefbau. Bergbau-Wiss. 1955 S. 344.

[2] SCHÜTTE, O.: Entwicklung und Stand der Mechanisierung und der verschiedenen Abbauverfahren auf Zeche Hirschberg bei Großalmerode. Braunkohle 1950 S. 211.

dicken Kohlenbeines 4 m breite und 2 m hohe Örter auf die Länge der Pfeilerbreite von 20 m aufgefahren und mit streichend angeordneten Stahlstempeln und Kurzkappen verbaut. Alsdann wird im Rückbau die 2—3 m starke Oberbank sowie das Kohlenbein hereingewonnen. Hierbei bricht nach Rauben des Ausbaus das Hangende herein und böscht sich nach Abb. 237 in den Abbauraum hinein ab. Der Förderung dienen Schüttelrutschen.

77. — Der Pfeilerbruchbau in der Minette. Den Abbau der mit wenigen Grad einfallenden 3—5 m mächtigen luxemburgischen und lothringischen Minettelager zeigt Bauabschnitt 238. Von der Hauptförderstrecke gehen in Abständen von 80 m diagonale Abbaustrecken aus. Der 80 m breite und rd. 150—200 m lange Bauabschnitt wird alsdann durch Pfeilerstrecken unterteilt, worauf die so gebildeten 80 m langen und 12 m breiten Erzpfeiler im Rückbau hereingewonnen werden. Hierbei geht man in Abschnitten in der Weise vor, daß zunächst ein zur Pfeilerstrecke rechtwinkeliger Durchhieb *1* getrieben wird, so daß, wie in Abb. 239 angedeutet, ein rechteckiger Außenpfeiler *2* von 4×12 m² Grundfläche stehenbleibt, den man alsdann ebenfalls durchörtert (*3*). Unter dem Schutz des Ausbaus werden zum Schluß die verbleibenden quadratischen Restpfeiler *4* hereingewonnen. Als Ausbau dienen, je nach der Art des Hangenden, einfache Stempel mit Quetschhölzern oder deutsche Türstöcke. Auch Ankerausbau wird angewandt. Wichtig ist die Bildung einer längeren, sägeblattförmig abgesetzten Bruchlinie durch Zusammenfassung mehrerer Pfeiler, die im gleichen Rhythmus zurückgebaut werden.

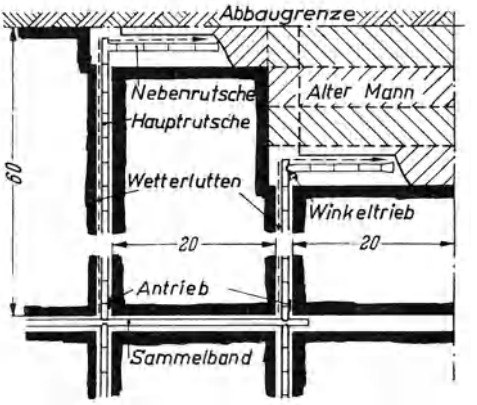


Abb. 236. Pfeilerbruchbau ohne Bruchstrecken

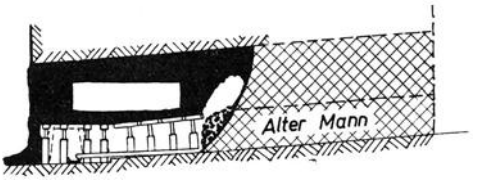


Abb. 237. Hereingewinnung der Oberbank

In der Mehrzahl der Abbaubetriebspunkte wird die Ladearbeit von Hand verrichtet, wobei das Gestänge bis in den Abbau verlegt ist. Neuerdings sind Versuche im Gang, durch gleislose Förderung und Ladegeräte die Arbeitsvorgänge zu mechanisieren. Bei schlechtem Hangenden ist die gleislose Förderung infolge Verengung des Streckenquerschnitts durch den Ausbau erschwert. Die Abbauverluste sind sehr gering. Die tägliche Förderung bei zweischichtiger Belegung beläuft sich je Pfeiler auf 60—80 t. Als Sprengstoff dient in der Regel flüssige Luft.

78. — Der Pfeilerbruchbau auf Teilsohlen. Allgemeines. Es war bisher nur üblich, bei flach oder mäßig geneigt einfallenden Lagerstätten vom

Pfeilerbruchbau zu sprechen und die entsprechenden Abbauverfahren auf steil gelagerten Mineralvorkommen Teilsohlen- oder Etagenbruchbau zu nennen. In der Tat handelt es sich aber auch hier um einen Pfeilerbruchbau, bei dem auf übereinandergelegenen Teilsohlen die Lagerstätte durch die diese Teilsohlen bildenden Strecken in Pfeiler unterteilt werden, deren Abbau im Rückbau vor sich geht. Es kommen hierfür Vorkommen mittlerer oder großer Mächtigkeit in Frage, wenn die nur mäßige Standfestigkeit des Minerals und auch des Nebengesteins die Herstellung ausgedehnter Räume verbietet und entweder wegen nicht genügender Mächtigkeit oder mangelnder Bruchfähigkeit des Erzes Blockbruchbau nicht angewendet werden kann. Die Zahl der Pfeilerstrecken auf jeder Teilsohle richtet sich nach der Mächtigkeit des Vorkommens. Bei etwa 10 m Mächtigkeit genügt in der Regel in jedem Bauabschnitt eine streichende Strecke je Teilsohle. Bei größeren Mächtigkeiten sind zwei oder mehrere streichende Strecken und auch querschlägige Pfeilerstrecken erforderlich.

Abb. 238. Pfeilerbruchbau in der Minette

Je nachdem kann man streichenden und querschlägigen Teilsohlenpfeilerbruchbau unterscheiden. Die Hereingewinnung geschieht durch Schießarbeit, vielfach zugleich unter Mitwirkung der Schwerkraft, indem ein Teil der Pfeiler hereinbricht.

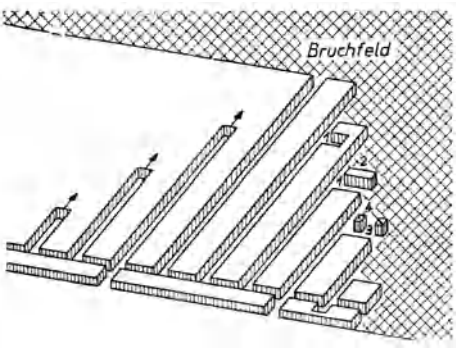


Abb. 239. Verhieb der einzelnen Pfeiler beim Pfeilerbruchbau in der Minette

Der Abbau geht entweder auf den einzelnen Teilsohlen in der Reihenfolge von oben nach unten nacheinander um oder auf mehreren Teilsohlen gleichzeitig. Im letzteren Fall ist es richtig, einen gleichmäßigen Abstand des Abbaus auf den benachbarten Teilsohlen einzuhalten, wobei der Abbau der oberen Pfeiler dem der unteren vorausgeht. Der Abstand beträgt häufig 10—15 m. Der senkrechte Abstand der Teilsohlen ist meist 5—10 m.

Der Teilsohlenpfeilerbruchbau gestattet die Mechanisierung der Lade- und Förderarbeit sowie eine gute Betriebszusammenfassung. Von Nachteil sind allerdings die umfangreichen Vorrichtungsarbeiten, eine gewisse Verunreinigung des Minerals durch hereinbrechendes Nebengestein, die fehlende Klaubemöglichkeit sowie die Abbauverluste, die bis 20% betragen können.

79. — Streichender Teilsohlenpfeilerbruchbau auf Steinkohlenflözen. Den Pfeilerbruchbau in einem steilstehenden 5 m mächtigen Flöz zeigt Abb. 240. Zwischen den Sohlen W und T werden in Abständen von 40 m mit rd. 35 g ansteigende Strecken D aufgefahren. Diese Neigung genügt, um mittels fester Rutschen r die Kohle zu den Ladestellen der Sohle T zu fördern. Von der Diagonalen nehmen Teilsohlenstrecken S_1—S_4 mit einem seigeren Abstand von 5—6 m ihren Ausgang.

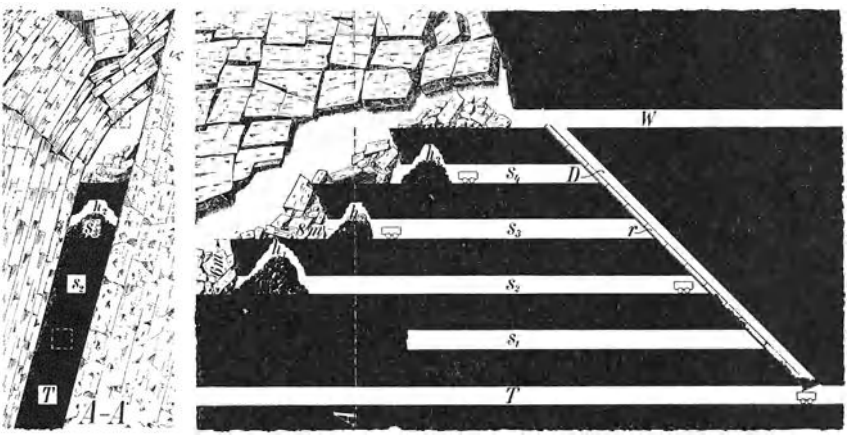


Abb. 240. Streichender Teilsohlenpfeilerbruchbau in der Steinkohle

Sie teilen das Flöz in untereinanderliegende Pfeiler von Flözmächtigkeit und 5 m Höhe auf. Soweit das Hangende auf der oberen Teilsohle hereingebrochen ist, rutscht es auf der Kohle nach unten. Die Hauer sind beim Wegladen durch Hilfstürstöcke geschützt. Das Verfahren eignet sich nur für schlagwetterfreie Flöze, da die Abwetter durch den Alten Mann ziehen müssen und die Wetterführung somit vielfach zu wünschen übrig läßt.

80. — Streichender Teilsohlenpfeilerbruchbau im Erz. Abb. 241 gibt einen streichenden Pfeilerbruchbau auf einem steilen Erzvorkommen bis zu 10 m Mächtigkeit wieder. Bei einem Sohlenabstand von 50 m besteht die Vorrichtung in streichenden Pfeilerstrecken, die von einem Überhauen aus in senkrechten Abständen von 5—7 m vorgetrieben werden. Vielfach sind die Pfeiler 100 m lang. Durch Anordnung des Überhauens mit Erzrolle in der Mitte ist ein zweiflügeliger Abbau möglich. Nur etwa die Hälfte des Erzes wird durch Schießarbeit hereingewonnen, da die zwischen den Teilsohlen befindlichen Schweben vielfach von selbst hereinbrechen. Für die Ladearbeit haben sich Wurfschaufellader bewährt. Die Abbauleistungen können 30 t/MS und mehr betragen. Streichender Teilsohlenpfeilerbruchbau wird z. B. auf der Eisenerzgrube Friederike bei Bad Harzburg angewandt.

81. — Querschlägiger Teilsohlenpfeilerbruchbau im Erz. Querschlägiger Pfeilerbruchbau wird z. B. auch auf den drei größten schwedischen Eisenerzgruben Kiruna, Malmberget und Grängesberg angewandt. Abbauleistungen von 70—80 t/MS sind hierbei üblich. Abb. 242 zeigt dieses Abbauverfahren auf der Grube Grängesberg, deren Untertageleistung bei 22 t/MS liegt. Die Lagerstätte besteht aus mehreren bis etwa 50 m mächtigen parallelen Erzlinsen von 65—80° Einfallen. Der Erzkörper ist durch eine im Liegenden aufgefahrene Förderstrecke ausgerichtet, von der alle 50 m Erzrollen und alle 100 m Fahrrollen hochgebrochen sind. Von diesen Rollen sind parallel dem Liegenden in einem den Teilsohlen entsprechenden Abstand streichende Strecken aufgefahren. Von ihnen gehen in Abständen von 4 m Querschläge von $1{,}9 \times 2{,}2$ m² aus, die auf benachbarten Teilsohlen gegeneinander versetzt sind. Hierdurch wird ein vollständiger Abbau der zwischen zwei Querschlägen anstehenden Pfeiler erreicht.

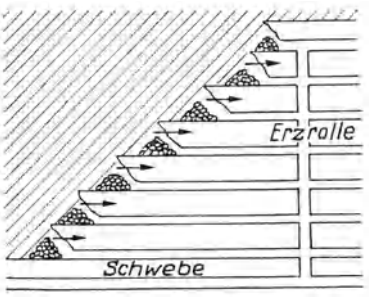


Abb. 241. Streichender Teilsohlenpfeilerbruchbau im Erz

Ein ähnliches Abbauverfahren wenden die Diamantgruben in Südafrika an.

82. — Der Querbau. Allgemeines. Auch der auf mächtigen Erz- und Kohlenvorkommen vielfach angewandte Querbau gehört zu den Abbauverfahren mit pfeilerartiger Bauweise. Der Abbau geht in söhligen Scheiben von 2—3 m Höhe um, in welche die Lagerstätte unterteilt wird. Zur Vorrichtung des Abbaus wird jede Scheibe durch streichende Strecken in Pfeiler unterteilt. Ist die Scheibe lang und schmal, so genügt eine streichende Strecke, die in der Mitte oder an der liegenden Seite der Scheibe aufgefahren wird. Ist die Scheibe dagegen breit, so sind zwei oder mehrere streichende Pfeilerstrecken zur Aufteilung der Scheibe erforderlich. Die zwischen den Strecken und dem Hangenden oder Liegenden der Lagerstätte befindlichen Teile der Scheibe sind die Pfeiler. Ihr Verhieb geschieht in der Regel stoßartig. Da die Stöße, von den streichenden Vorrichtungsstrecken ausgehend, quer zum Streichen verlaufen, nennt man sie Querörter oder Querbrechen. Sie haben meist einen Querschnitt von 5—10 m², zuweilen auch von 15 m² und mehr. Von ihnen leitet sich der Name des Abbauverfahrens ab.

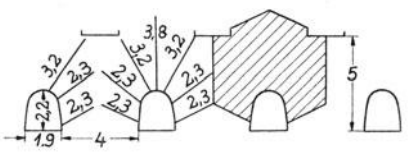


Abb. 242. Querschlägiger Teilsohlenpfeilerbruchbau im Erz (Schußanordnung)

Bei größerer Querausdehnung der Scheiben ist es aber auch möglich, daß die Stöße von querschlägig in der Scheibe verlaufenden Pfeilerstrecken aus streichend verhauen werden. Der Name des Verfahrens ändert sich deshalb nicht.

Eine Voraussetzung für die Anwendbarkeit des Querbaus wurde bereits genannt: eine erhebliche Mächtigkeit der Lagerstätte. Er kommt also für mächtige steilstehende Gänge oder Flöze in Frage sowie für Linsen und mehr oder weniger unregelmäßige Körper, bei denen der Lagerstätteninhalt mangelnde Standfestigkeit aufweist. Das Nebengestein dagegen kann entweder ebenfalls gebräch oder mehr oder weniger standfest sein.

Vorteile des Querbaus sind, daß er unter den geschilderten schwierigen Voraussetzungen einen Abbau überhaupt möglich macht, daß er ohne wesentliche Abbauverluste durchführbar ist und sich Unregelmäßigkeiten der Lagerstätte leicht anpassen läßt. Andererseits können große Nachteile nicht verschwiegen werden: Die Abbaubetriebspunkte sind nur klein, eine Betriebszusammenfassung sowie eine Mechanisierung der Ladearbeit und bei Versatzbau eine Mechanisierung der Versatzarbeit ist schwierig. Außerdem ist der Holzverbrauch mit 20—50 fm^3/1000 t Erz hoch. Der Querbau ist also ein teures Abbauverfahren und man entschließt sich zu ihm nur dann, wenn wegen Mächtigkeit und gebrächer Beschaffenheit der Lagerstätte ein anderes Abbauverfahren nicht möglich ist.

Die Scheiben beim Querbau können in der Reihenfolge von unten nach oben oder umgekehrt in der Reihenfolge von oben nach unten abgebaut werden. Im erstgenannten Fall muß stets Versatz eingebracht werden. Wird von oben nach unten gebaut, so ist der Querbau als Versatzbau oder als Bruchbau möglich.

Am verbreitetsten ist der *aufwärtsgeführte Querbau*. Er wird z. B. auf den 10—35 m mächtigen Bleizinkerzgängen der Zechen Auguste-Victoria in Marl und Christian Levin in Essen-Borbeck, der Grube Lüderich bei Köln sowie in einzelnen mächtigen Mitteln der Eisenerzgänge des Siegerlandes und auch der Rot- und Brauneisensteinlager des Lahn-Dillgebietes angewandt. Auch die Quecksilbergruben von Istrien und Almaden wenden ihn an. Im Steinkohlenbergbau kommt er ebenfalls gelegentlich vor, z. B. in Oberschlesien und in Sachsen, in Japan, Frankreich und Spanien. Im Steinkohlenbergbau, zuweilen auch im Erzbergbau, muß die Gefahr der Selbstentzündung beachtet werden. Ihr wird durch Rißbildung in den hangenden Scheiben Vorschub geleistet.

Diese Gefahr besteht beim *abwärtsgeführten Querbau* nicht. Bei ihm kann kein Haufwerk in den Versatz geraten und außerdem werden die Schwierigkeiten vermieden, die bei der Abbaufolge von unten nach oben aufzutreten pflegen. Die letzten Scheiben stehen nämlich unter stärkeren Einwirkungen des Gebirgsdrucks und verursachen hohen Holzverbrauch und größere Abbauverluste. Allerdings verlangt der abwärtsgeführte Querbau in jeder Scheibe die Herstellung einer künstlichen Sohle oder, was dasselbe bedeutet, einer künstlichen Firste für die nächstuntere Scheibe. Hierzu dienen Bohlen, Bleche, starker Maschendraht u. dgl. Bemerkenswerte Beispiele für den abwärtsgeführten Querbau bieten die Schwefel- und Magnetkiesgrube Bayerland im Fichtelgebirge, die mit Versatz baut, sowie die Eisenmanganerzgrube Dr. Geier bei Bingerbrück, die Querbruchbau anwendet. Auch im ausländischen Erzbergbau kommt er vor. Ferner findet er sich z. B. auf den Steinkohlengruben von St. Etienne und anderen linsenförmigen Steinkohlenvorkommen Mittel- und Südfrankreichs.

83. — Beispiele aus dem Erzbergbau für den aufwärtsgeführten Querbau mit Versatz. Abb. 243 zeigt den Querbau der Zeche *Auguste Viktoria* bei Hüls

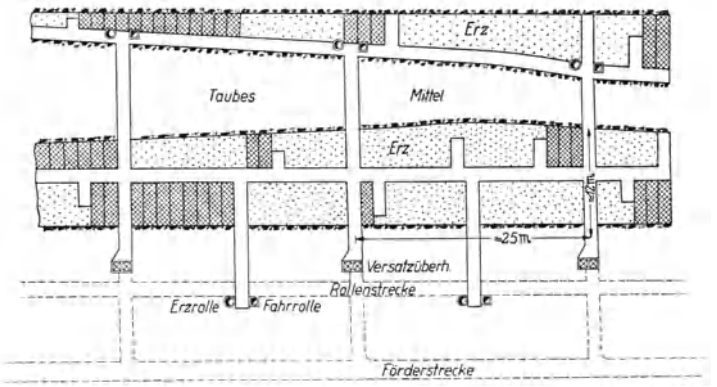


Abb. 243. Aufwärtsgeführter Querbau mit Versatz (Zeche Auguste Viktoria)

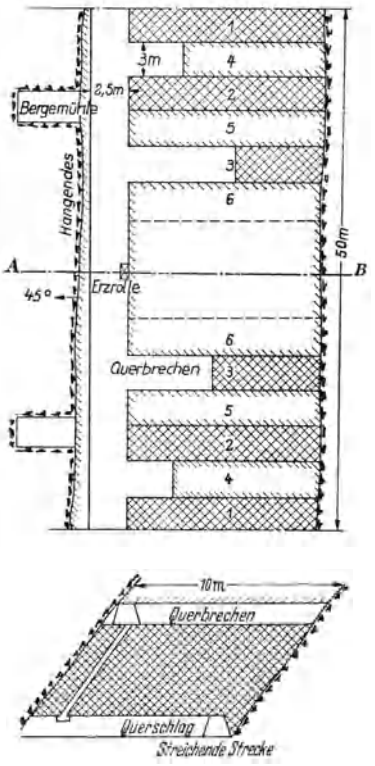


Abb. 244. Aufwärtsgeführter Querbau mit Versatz (Eisenerzgrube Eisenfeld)

i. Westf. Der Gang wird durch im Liegenden aufgefahrene Versatzüberhauen in Bauabschnitte von 25 m streichender Länge unterteilt. In gleichem Abstand werden zwischen den Versatzrollen die Erzrollen hochgezogen. Von ihnen führen querschlägige Rollenstrecken zu den in jeder Abbauscheibe neu aufzufahrenden streichenden Strecken, deren Zahl sich nach der Mächtigkeit des Ganges oder der Zahl der Gangtrümer richtet.

Da mehrere Querbrechen gleichzeitig belegt sind, müssen die Schießzeiten streng eingehalten werden. Auch die Abbauförderung muß straff organisiert sein, damit sich die Belegschaften der verschiedenen Querbrechen gegenseitig nicht behindern. Die Versatzleistung bei Einbringen des Versatzes von Hand liegt bei nur 4,5 rm^3/MS, die Leistung im Abbau bei 1,4 t/MS. Eine Mechanisierung der Versatzarbeit ist mittels Blasversatz durchführbar, jedoch erst oberhalb einer Größe der Querbrechen von rd. 35 m^2 wirtschaftlich[1]. Hierbei erhöht sich die Versatzleistung auf 10—12 rm^3/MS; auch wird ein dichterer Versatz erzielt.

Abb. 244 zeigt den Querbau der hessischen *Eisenerzgrube Eisenfeld*, die auf einem 8—15 m mächtigen Lager von 30 bis 50g Einfallen baut. Zur Vorrichtung wird in jeder Scheibe eine streichende Strecke am Hangenden des Erzlagers aufgefahren, deren Abmessungen etwa 2,5 × 2,5 m^2 betragen. Das erste Querbrechen *1* liegt an der Abbaugrenze. Daneben bleibt

[1] Fettweis, G.: Abbauverfahren im deutschen Gangerzbergbau. Metall u. Erz 1952 S. 41 u. 95.

vorübergehend ein Erzpfeiler *4* mit den Abmessungen eines Querbrechens stehen, an dessen anderer Seite zunächst das Querbrechen *2* aufgefahren wird. Währenddessen findet das Versetzen des Querbrechens *1* statt, und zwar mit Bergen, die bei geringer Lagermächtigkeit in im Hangenden aufgefahrenen Bergemühlen gewonnen werden. Auf diese Weise wechselt Versatz und Gewinnung ab. Ist die Scheibe im Rückbau ausgeerzt, wird die Erzrolle verlängert und die darüberliegende Scheibe in Angriff genommen.

84. — Beispiel aus dem Erzbergbau für den abwärtsgeführten Querbau mit Versatz. Als Beispiel für den abwärtsgeführten Querbau mit Versatz sei derjenige der *Grube Bayerland* in der Oberpfalz angeführt. Die Lagerstätte besteht aus einem mit etwa 30° einfallenden mächtigen schlauchförmigen Körper. Das Erz ist feinkörnig und neigt zum Auslaufen; das Nebengestein ist standfest.

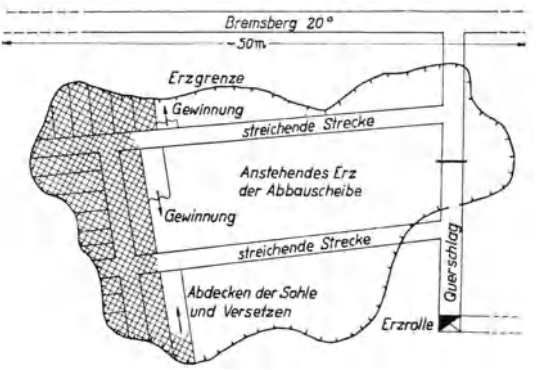


Abb. 245. Abwärtsgeführter Querbau mit Versatz (Grube Bayerland)

Von einem seitlich des Erzkörpers liegenden Bremsberg führt in jeder Scheibe je eine querschlägige Strecke in das Lager. Von ihr werden streichende Vorrichtungsstrecken von $2 \times 2{,}2$ m² Querschnitt bis zur Lagergrenze aufgefahren (Abb. 245). Von den Strecken gehen die Querbrechen aus. Vor dem Versetzen der Querbrechen und Strecken wird die Sohle mit Schalhölzern und Brettern ausgelegt, um das Durchbrechen von Bergen zu verhüten.

Beim Abbau der nächsttieferen Scheibe, deren Höhe etwa 2,20—2,50 m beträgt, bildet das sog. „Ausgelegte" *S* die Firste, die mit fortschreitendem Abbau sorgfältig zu unterfangen ist (Abb. 246). Zur Sicherung der Ortsbrust dient oft eine Vertäfelung, damit das feinkörnige Erz nicht auslaufen und gefährliche Hohlräume hinterlassen kann.

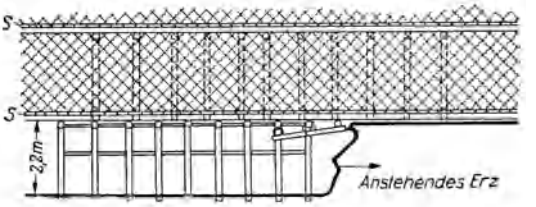


Abb. 246. Absichern der Firste beim abwärtsgeführten Querbau mit Versatz (Grube Bayerland)

Der Sohlenabstand beträgt 20 m, so daß zwischen zwei Sohlen rd. 8—10 Scheiben abgebaut werden. Das Erz wird durch Rollöcher oder Bremsberge auf die Hauptfördersohle gefördert. Die Leistung im Abbau liegt bei 8,5 t/MS.

85. — Beispiele für den Querbruchbau. Der Querbruchbau der *Eisen-Manganerzgrube Dr. Geier* bei Bingen geht auf einem unregelmäßig und linsenförmig ausgebildeten Erzkörper aus mulmigem, nicht standfestem Erz um. Er ist von Letten, Sanden und Tonen überlagert, während das Nebengestein aus festem Massenkalk besteht.

Von Richtstrecken in standfestem Gestein aus wird das Lager zunächst in regelmäßigen Abständen durch querschlägige Strecken angefahren (Abb. 247). Von ihnen führen Überhauen zur oberen Sohle oder bis zur Hangendbegrenzung des Erzkörpers. Von diesem Überhauen werden, in der obersten Scheibe beginnend, nach beiden Seiten etwa 15—25 m lange streichende Strecken aufgefahren. Die Strecken erhalten unter Anstehenlassen einer Schwebe von 0,8 m eine Höhe von

2,20 m. Von ihnen nehmen, ebenfalls unter Stehenlassen einer Schwebe, nach beiden Seiten die Querbrechen ihren Ausgang. Sie sind wie die Abbaustrecken in Deutschem Türstock ausgebaut. Beim Rauben des Ausbaus und Zubruchwerfen der Firste werden auch die Schweben über den Querbrechen im Rückbau hereingewonnen.

Nach dem Abbau der obersten Scheibe wird die nächsttiefere gleichfalls unter Stehenlassen einer Schwebe in Angriff genommen (Abb. 248). Zur Vermeidung von zusätzlichem Gebirgsdruck zieht man es vor, die Abbaustrecke in der nächst-

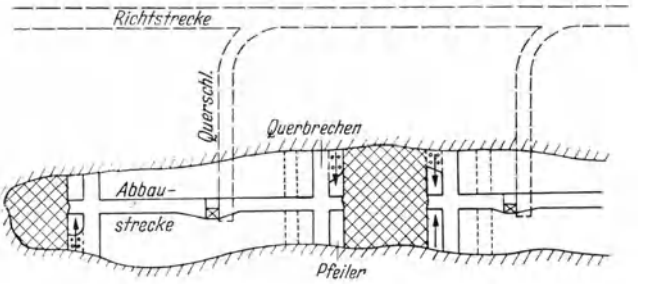


Abb. 247. Querbruchbau (Eisen-Manganerzgrube Dr. Geier)

unteren Scheibe gegen die obere, abgeworfene Strecke versetzt anzuordnen. Zur Hereingewinnung genügt meist der Druckluftspaten. Es wird eine Abbauleistung von 3,5 t/MS erzielt.

Im Querbruchbau werden auch die bei *Amberg*, *Sulzbach* und *Auerbach* in der Oberpfalz gelegenen stockförmigen Brauneisenerzlager unter einem wenig standfesten Hangenden abgebaut. Die Lager sind etwa 1—2 km lang und 60 bis 250 m breit, bei einer Teufenerstreckung von 10—100 m. Die vielfach mangelnde Standfestigkeit des Erzes und die unregelmäßige Ausdehnung der Erzkörper er-

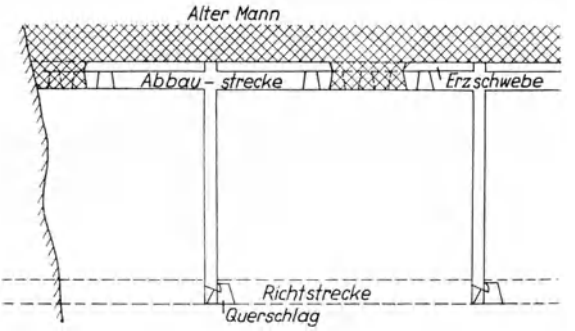


Abb. 248. Schnitt durch den Querbruchbau nach Abb. 247

laubt nicht die Freilegung größerer Flächen. Jede Scheibe hat 2,5 m Höhe und wird zunächst durch streichende und querschlägige Strecken in 12 × 12 m große Pfeiler unterteilt (Abb. 249). Jeder dieser Pfeiler wird stoßartig verhauen, d. h. es wird Strecke neben Strecke aufgefahren und durch sorgfältig verzogene Türstöcke verzimmert. Da gleichzeitig in mehreren Scheiben Abbau umgeht, pflegt der Abbau einer oberen Scheibe dem der nächstunteren um etwa 10 m vorauszueilen. Dieses ist notwendig, um dem meist tonigen Alten Mann Zeit zu lassen, hereinzukommen und sich genügend zu verfestigen, um für die nächstuntere Scheibe ein gutes Dach abzugeben.

Nur jeweils die untere von zwei Scheiben hat Verbindung mit einem im festen Nebengestein stehenden Blindschacht und einem mit ihm verbundenen Rolloch,

während die obere Scheibe durch kurze Durchbrüche von der unteren aus zugänglich gemacht wird. Der Blindschacht schließt sich an die übrigen Ausrichtungsbaue an, die möglichst im standfesten Nebengestein, z. T. auch unterhalb des Erzlagers aufgefahren sind.

86. — Beispiel für den aufwärtsgeführten Querbau in der Steinkohle. Abb. 250 zeigt den aufwärtsgeführten Querbau mit Versatz einer Zeche bei *St. Etienne* auf einem Flöz von 20g Einfallen und 6—10 m Mächtigkeit. Der dargestellte Bauabschnitt wird durch zwei querschlägige Störungen begrenzt. Von

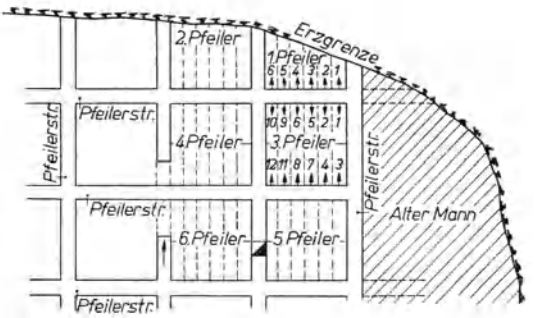


Abb. 249. Querbruchbau auf Eisenerzgruben der Oberpfalz

den im Liegenden des Flözes aufgefahrenen Bremsbergen dient der in der Mitte des Bauabschnittes gelegene Förderbremsberg zugleich der Wetterzufuhr, wohingegen die beiden übrigen die Abführung der Wetter übernehmen. Jede Abbauscheibe ist mit den Bremsbergen durch kurze Stichquerschläge verbunden.

Die Vorrichtung der jeweils 3 m hohen Scheiben geschieht durch eine streichende Pfeilerstrecke in der Mitte der Scheibe. In jedem Bauabschnitt sind jeweils zwei Querbrechen in Betrieb, von denen wechselweise eins verhauen und eins versetzt wird. Die Abbaustrecke wird nicht wie die Querbrechen von Hand ver-

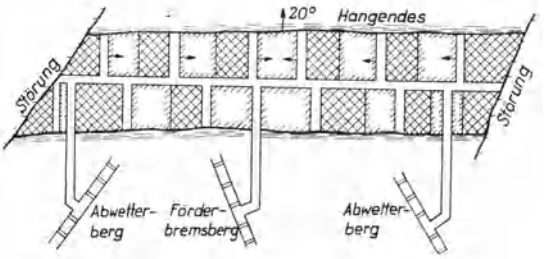


Abb. 250. Aufwärtsgeführter Querbau mit Versatz (Steinkohlenbecken St. Etienne)

setzt, sondern verspült. Dabei verteilt sich das Wasser über die ganze abgebaute Scheibe, wodurch der Gefahr von Versatzbränden begegnet wird. Auch wird die Sohle für die nächsthöhere Scheibe fester und glatter.

87. — Beispiel für den abwärtsgeführten Querbau in der Steinkohle. Ein Beispiel für den Querbau von oben nach unten aus dem Kohlengebiet von *St. Etienne* zeigt Abb. 251. Die hier linsenförmigen, 10—20 m mächtigen Flöze haben ein Einfallen von 45g. Die Flöze werden in Bauabschnitte eingeteilt, die eine ganze Linse oder einen Teil davon umfassen. Die Aus- und Vorrichtung ähnelt dem obenerwähnten Beispiel des von unten nach oben geführten Querbaus. In der Mitte befindet sich der Förderbremsberg, an den Seiten der Linse die Abwetterbremsberge, die mit dem in die Teufe fortschreitenden Abbau nach und nach verlängert werden.

Die Bremsberge werden durch Stichquerschläge mit der in jeder Scheibe aufgefahrenen 3 m breiten streichenden Pfeilerstrecke verbunden. Von ihr gehen zum Hangenden und Liegenden wechselweise die Querbrechen aus. Nach Herstellen der künstlichen Sohle werden sie versetzt oder zu Bruch geworfen. Als Versatz dient Handvollversatz oder Blasversatz.

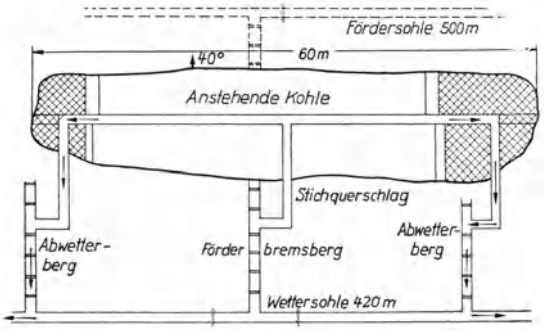


Abb. 251. Abwärtsgeführter Querbau mit Versatz (Steinkohlenbecken St. Etienne)

Ein Nachteil des Querbaus mit Versatz liegt in der Schwierigkeit der Beschaffung und Förderung großer Versatzmengen, so daß der Querbruchbau vielfach bevorzugt wird. Man schützt sich gegen das etwaige Hereinrollen des Bruches in das im Verhieb befindliche Querbrechen durch einen dichten Ausbau und, wenn nötig, durch Anbringen von Maschendraht. Um die streichende Abbaustrecke für die Bewetterung offen zu halten, wird sie zu beiden Seiten in Holzkästen gesetzt, die man später raubt.

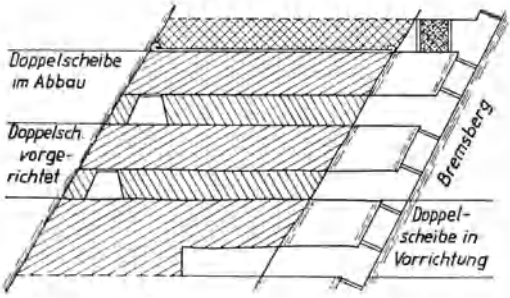


Abb. 252. Abwärtsgeführter Querbruchbau in Doppelscheiben (Steinkohlenbecken St. Etienne)

88. — Der abwärtsgeführte Querbruchbau in Doppelscheiben. Der abwärtsgeführte Querbruchbau kann nach Abb. 252 auch in Doppelscheiben durchgeführt werden. Deren Mächtigkeit beträgt 6 m, wovon 2,60 m auf die Unterscheibe entfallen.

Sobald ein Querbrechen in der Unterscheibe ausgekohlt ist, stellt man mit Bohlen und Maschendraht eine künstliche Sohle her und wirft die obere Scheibe im Rückbau zu Bruch (Abb. 253). Die hereingebrochene Kohle muß teilweise mittels langer Kratzen aus dem Bruch gezogen werden. Kohlenverluste von 10% und mehr sind hierbei unvermeidlich.

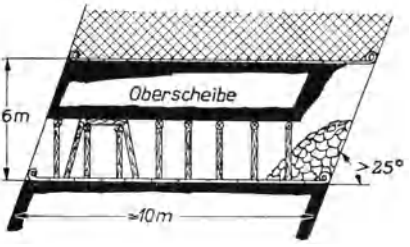


Abb. 253. Verhieb der Doppelscheibe eines Querbrechens (Steinkohlenbecken St. Etienne)

Durch den Abbau von Doppelscheiben wird eine größere Betriebszusammenfassung erreicht, da sich Abbau und Vorrichtung räumlich und zeitlich überschneiden. Ein weiterer Vorteil dieses Verfahrens liegt in dem geringeren Ausmaß der Vorrichtungsarbeiten, die nur für jede zweite Scheibe durchgeführt zu werden brauchen. Auch der Holzverbrauch ist niedriger.

VI. Abbauverfahren mit kammerartiger Bauweise

89. — Allgemeines. Den Abbauverfahren mit kammerartiger Bauweise ist gemeinsam, daß bei ihnen kammerartige Abbauräume hergestellt werden, zwischen denen Lagerstättenfesten stehenbleiben. Die Festen haben den Zweck, das Hangende zu stützen, d. h. seine Absenkung entweder ganz zu vermeiden oder auf ein möglichst geringes Maß zu beschränken.

Die Breite der unverritzt gelassenen Teile der Lagerstätte, also der Festen, hängt von der Druckfestigkeit des Minerals sowie von der Mächtigkeit der überlagernden Gebirgsschichten ab. Ihre Stärke muß daher nach der Teufe hin zunehmen, so daß das Verhältnis zwischen dem gewinnbaren und dem als verloren zu gebenden Teil der Lagerstätte nach unten hin immer ungünstiger wird. Die Festen haben, damit sie ihren Zweck erfüllen, so stark zu sein, daß sie nicht zerdrückt werden und in solcher Entfernung voneinander zu stehen, daß das Hangende zwischen ihnen nicht durchbrechen kann, sei es ohne, sei es mit Zuhilfenahme von Ausbau in den Abbauräumen. Die Abbauverluste sind in jedem Fall erheblich. Sie sind gering bei niedrigen Teufen, standfestem Mineral und gutem Hangenden und hoch bei großen Teufen, wenig standfestem Mineral und wenig standfestem Nebengestein. Eine Mindeststandfestigkeit, insbesondere des Minerals, ist jedoch in jedem Fall erforderlich, da andernfalls die mehr oder weniger großen Abbauräume überhaupt nicht hergestellt und offen gehalten werden können.

An Abbauverfahren gehören hierher der Weitungsbau, der Örterbau, die verschiedenen Kammerbauarten, der Trichterbau, der Sinkwerksbau usw. Werden nach Herstellen der Örter oder Kammern die zwischen ihnen stehengebliebenen Festen anschließend abgebaut, so werden die Festen zu Pfeilern, und der Örterbau entwickelt sich zu einem Örterpfeilerbau und der Kammerbau zu einem Kammerpfeilerbau.

Der Weitungsbau findet sich hin und wieder im Erzbergbau. Der Örterbau und der Örterpfeilerbau haben eine große Verbreitung im Steinkohlenbergbau der Vereinigten Staaten sowie anderer Länder und kommen auch im Erzbergbau vor. Der Kammerbau herrscht im Salz- und Kalibergbau vor, ist aber auch im Erzbergbau sowie beim untertägigen Abbau von Gips, Kalkstein, Dachschiefer u. dgl. häufig anzutreffen. Aus der Art der Herstellung der Kammern ergeben sich mannigfache Unterschiede. Die Auffahrung der Kammer kann durch Angreifen der Firste oder der Sohle geschehen, also durch firstenartigen oder durch strossenartigen Verhieb. Sie ist auch durch pfeilerartigen Verhieb von auf Teilsohlen aufgefahrenen Pfeilerstrecken unter Anwendung gewöhnlicher Schießarbeit oder des immer mehr Anwendung findenden Langlochschießens möglich. Der pfeilerartige Verhieb ist auch von Aufbrüchen oder Überhauen aus in Richtung von unten nach oben unter Speicherung des Erzes durchführbar. Man kann die Kammer ferner in Bänken von oben nach unten ohne Versatz sowie in söhligen oder schrägen Scheiben, dann aber nur mit Versatz, verhauen. Die Aussolverfahren sind auf einige Salzlager beschränkt. Trichterbau wird nur selten angewandt.

90. — Der Weitungsbau. Als Weitungsbau wird von alters her ein Abbauverfahren bezeichnet, bei dem Abbauräume hergestellt werden, deren Abmessungen sich erst beim Abbau ergeben und die deshalb eine ganz unregelmäßige Ausdehnung und Gestalt besitzen (Abb. 254). Die Bergfesten sind von unregelmäßiger Form und bleiben in verschiedener Entfernung voneinander je nach Notwendigkeit stehen. Nach Möglichkeit werden arme oder unhaltige Lagerstättenteile dazu benutzt. Bei bis 4 m mächtigen Vorkommen findet die Hereingewinnung im ganzen statt, während bei größerer Mächtigkeit der firstenartige oder der strossenartige Verhieb angewendet zu werden pflegt. In solchen Fällen wäre der Weitungsbau zu den kammerartigen Abbauverfahren zu rechnen. Zur Abbauförderung dient die gleisgebundene oder die gleislose Wagenförderung.

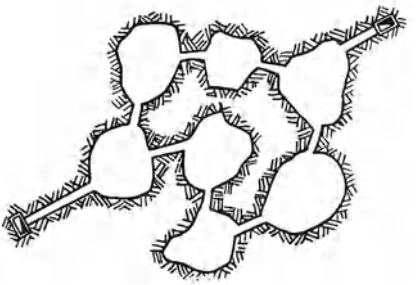


Abb. 254. Weitungsbau

Eine neuzeitliche Anwendung hat der Weitungsbau auf den zigarren- oder schlauchförmigen, hundert bis mehrere tausend Tonnen enthaltenden Uranerzlagern von Colorado gefunden, die in flach geneigten 1—2 m mächtigen Sandsteinbänken auftreten.

A. Der Örterbau

91. — Der Örterbau im Steinkohlenbergbau. Der Örterbau ist im Steinkohlenbergbau der Vereinigten Staaten verbreitet, wird hier allerdings zur Verringerung der Abbauverluste durch den Örterpfeilerbruchbau und den Pfeilerbruchbau mehr und mehr verdrängt. Er ist u. a. auch im britischen sowie im japanischen Kohlenbergbau zuweilen anzutreffen. Im deutschen Steinkohlenbergbau kommt er nicht vor.

Der Örterbau ist dadurch gekennzeichnet, daß rechtwinklig zu einfach oder doppelt aufgefahrenen Flözstrecken Örter aufgefahren werden, deren Höhe gleich der Flözmächtigkeit ist, deren Breite 3—6 m und deren Länge 50—100 m beträgt. Die Örter haben also im Gegensatz zu den Weitungen eine regelmäßige, durch vorherige Planung festgesetzte Ausdehnung und Form. Der Örterbau erlaubt eine großzügige Mechanisierung der Gewinnung mittels fahrbarer Schrämmaschinen, Bohrwagen, Lademaschinen sowie die Anwendung der gleislosen Wagenförderung.

Wie aus Abb. 255 zu erkennen ist, werden die Örter entsprechend dem Vortrieb feldwärts oder rückwärts nacheinander angesetzt. Bei einem Einfallen von weniger als 5^g pflegt man die Örter zu beiden Seiten der Flözstrecken aufzufahren. Bei größerem Einfallen werden die Örter dagegen meist nur nach einer Seite, und zwar schwebend, angesetzt. In jeder Schicht können 3—5 Abschläge von je 2 m hereingewonnen werden, so daß eine verhältnismäßig große Betriebszusammenfassung und eine Förderung je Schicht und Bauabschnitt bis zu etwa 400 t erreichbar ist. Die Untertageleistung beträgt 10—30 t/MS.

92. — Der Örterpfeilerbruchbau im Steinkohlenbergbau. Der Örterbau wird zum Örterpfeilerbau oder zum Örterpfeilerbruchbau, wenn keine

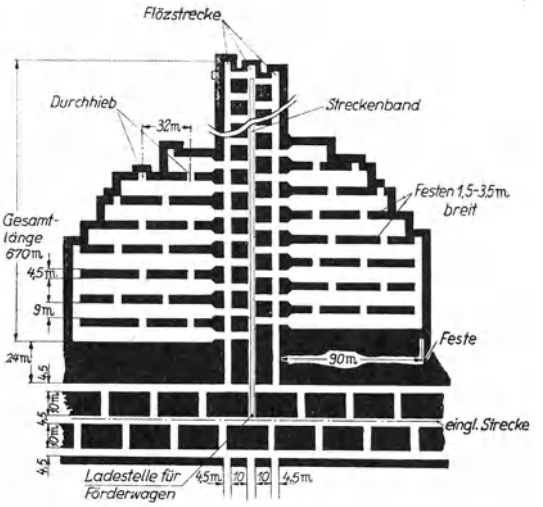


Abb. 255. Örterbau

Festen zwischen den Örtern stehenbleiben, sondern diese als Pfeiler ebenfalls abgebaut werden. Abb. 256 zeigt ein Beispiel[1] dieses im amerikanischen Steinkohlenbergbau immer mehr angewandten Abbauverfahrens. Zwischen 6 m breiten Örtern liegen etwa 11 m breite Pfeiler, die im Rückbau von den Örtern durch ebenfalls 6 m breite Durchhiebe abgebaut werden. Oft läßt man zum Schutz der Ortsbelegschaft gegen den Alten Mann ein 0,5 bis 1,5 m breites Kohlenbein stehen. Ankerausbau ist hierbei weit verbreitet. Anderenfalls werden an der Bruchkante Bruchstempel gesetzt, dann der übrige Ausbau geraubt und so der Pfeilerabschnitt zu Bruch geworfen. Das Zubruchwerfen geschieht planmäßig unter Wahrung einer Bruchlinie. Der besondere Vorteil dieses Verfahrens liegt, abgesehen von der Verminderung der Abbauverluste von etwa 50—60% auf 10—20%, darin, daß zwischen der Hereingewinnung der Örter und der Pfeiler kein Unterschied besteht, alle Betriebspunkte also ähnlich organisiert werden können.

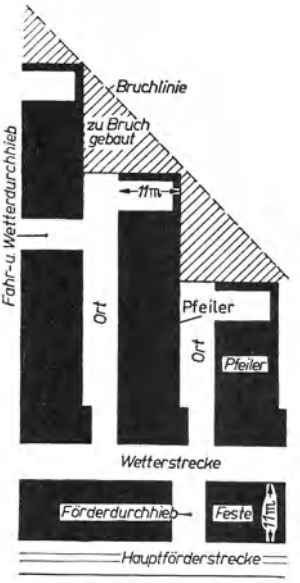


Abb. 256. Örterpfeilerbruchbau

93. — Der Örterbau im Erzbergbau. Ein Beispiel für einen schwebenden Örterbau in Bänken findet sich auf der Eisenerzgrube *Nammen-*

[1] SPINDLER: Mine Mechanisation. Chesterfield: Bales & Wilde 1946.

Wohlverwahrt bei Minden[1]. Das flach einfallende, aus oolithischem Roteisenstein bestehende Klippenflöz weist eine bauwürdige Mächtigkeit von 2—8 m auf. Es wird in 1—3 Bänke[2] von etwa 2 m Mächtigkeit eingeteilt und im schwebenden Örterbau von oben nach unten abgebaut (Abb. 257).

Der Ausrichtung dienen streichende Sohlenstrecken, die im unbauwürdigen Liegenden des Flözes aufgefahren werden. Von ihnen führen Rollöcher, die in eine streichende Seilstrecke münden, bis in die Lagerstätte.

Die Flözteile sind in einzelne Bauabschnitte von etwa 160 m streichender Länge sowie rd. 90 m flacher Bauhöhe unterteilt. Zwischen den Bauabschnitten bleiben als Sicherheitspfeiler etwa 5 m mächtige Erzrippen stehen, die von

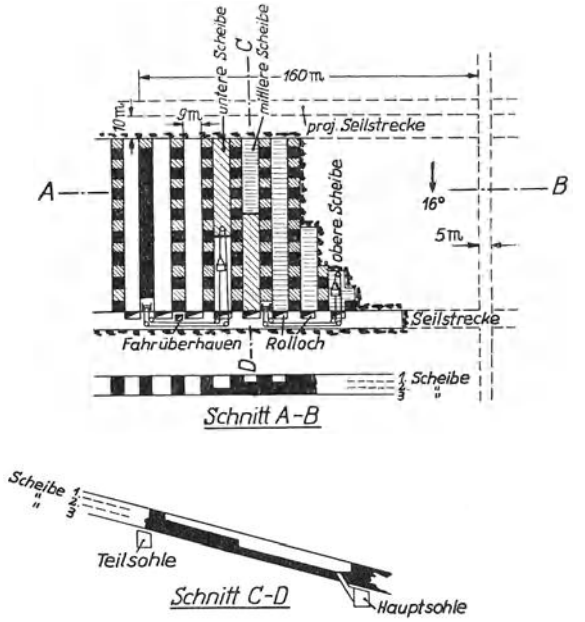


Abb. 257. Schwebender Örterbau in Bänken

Wetterdurchhieben durchörtert sind. In jedem Bauabschnitt werden Örter von etwa 9—10 m Breite schwebend von der Seilstrecke aus bis an die Baugrenze aufgefahren. Die zur Unterstützung des Hangenden stehenbleibenden schwebenden Erzrippen werden derart durchörtert, daß Erzfesten mit einer Seitenlänge von 4 m bei einem schwebenden Abstand von 6 m entstehen.

Wie aus Abb. 257 ersichtlich ist, wird das in den einzelnen Örtern anfallende Erz in die streichende Seilstrecke und dort in ein Rolloch geschrappt.

[1] Willert: Über die Abbaumethoden auf den Eisenerzgruben des Weser-Wiehengebirges. Bergbau-Rdsch. 1952 S. 89. — Ferner G. Glatzel u. O. Hahn: Die betriebliche Entwicklung der Eisenerzgrube Wohlverwahrt-Nammen in den Nachkriegsjahren. Erzmetall 1955 S. 59.

[2] In Abb. 257 als Scheiben bezeichnet.

In jedem Bauabschnitt sind meist 12 Örter belegt. Die Arbeit ist so geregelt, daß in den beiden Tagesschichten in 6 Örtern je 3 Mann bohren und schießen, während in den übrigen 6 Örtern 2 Mann mit dem Schrappen beschäftigt sind. Die erreichbare Förderung je Bauabschnitt beträgt bis zu 1000 t täglich. Die Abbauleistung erreicht in der oberen Scheibe rd. 40 t/MS, in den unteren Scheiben rd. 100 t/MS.

94. — Der Örterbau im Kalibergbau. Der Örterbau ist das herrschende Abbauverfahren auf den Kaligruben des *Werragebietes*, wo flachgelagerte „Kaliflöze" mäßiger Mächtigkeit auftreten und die Standfestigkeit des hangenden Steinsalzes einen Versatz überflüssig macht. Wegen des großen Querschnitts der Örter wird das Abbauverfahren vielfach auch Kammerbau genannt.

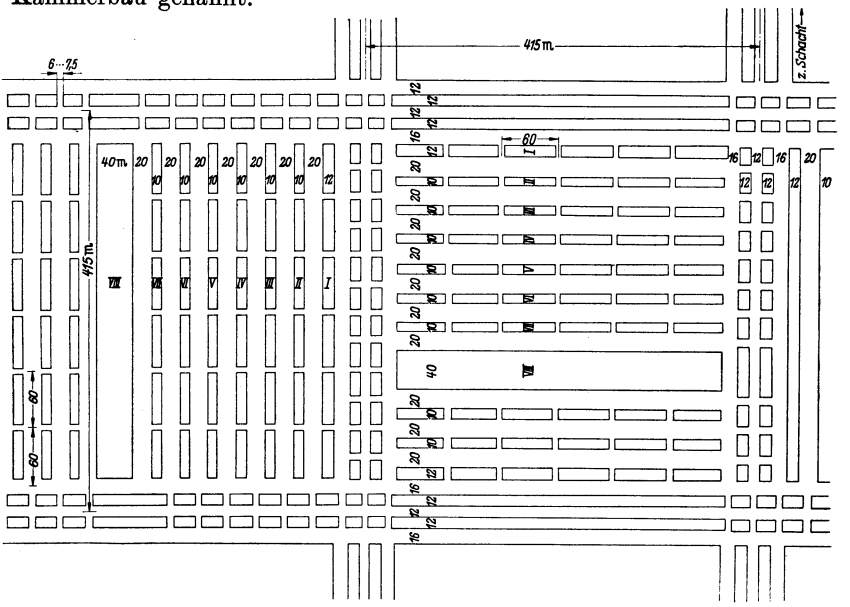


Abb. 258. Örterbau auf einer Kaligrube des Werragebietes

Da es sich um Einsohlenbau handelt, werden zur Wetterführung neben der Hauptförderstrecke, die beiderseits durch Sicherheitsfesten geschützt ist, ein oder zwei Parallelstrecken aufgefahren, von denen die Abbauörter entweder gleich in voller Breite oder zum Schutz der Strecken in Form eines flaschenhalsartigen Zugangs ihren Ausgang nehmen. Die Gewinnung erfolgt durch Schießarbeit, die Abbauförderung durch Schrapper, die das hereingeschossene Haufwerk über eine Schurre an die Streckenförderung übergeben. Ein Beispiel für den in etwa 500—700 m Teufe umgehenden Örterbau des Werragebietes zeigt die Abb. 258. Die 12 m breiten Förderstrecken begleiten zwei 16 m breite Wetterstrecken. Die Örter sind in der Regel 20 m breit. Die 10 m starken Festen (I—VII) werden zur Erleichterung der Wetterführung in Abständen von 60 m durchörtert. Wenn die Lagermächtigkeit und damit die Höhe der Abbauörter ein gewisses Maß

überschreitet, sind in größeren Abständen Lagerstättenfesten (VIII) von 30—50 m Breite erforderlich. Die Länge der Örter hängt von der wirtschaftlichen Grenze der Schrapperförderung ab. Sie liegt bei etwa 200 m, so daß sich eine Länge der Bauabschnitte von rd. 400 m ergibt, wenn die Örter von den Förderstrecken aus nach beiden Seiten aufgefahren werden. Je nachdem, ob die Abbauörter in streichender oder schwebender Richtung verlaufen, kann streichender oder schwebender Örterbau unterschieden werden. Letzterer wird hauptsächlich bei flachwelliger Lagerung angewandt. Die Strecken liegen alsdann im Tiefsten der Sondermulden, um Schwierigkeiten bei der Schrapperförderung zu vermeiden.

Der Grundgedanke des Abbauverfahrens, die bruchfreie Erhaltung des Hangenden in seiner ursprünglichen Lage durch das Stehenlassen von Salzfesten, hat mit den Verhältnissen wechselnde Abbauverluste zur Folge, die vielfach 50% übersteigen. Hinzu treten noch die Verluste durch Streckensicherheitspfeiler und durch Anstehenlassen von Schweben.

Eine Abart des Örterbaus ist der Schachbrettbau z. B. der Kaligruben Neumexikos, bei dem annähernd quadratische Salzfesten von 24 m Seitenlänge stehenbleiben[1].

B. Der Kammerbau

95. — Allgemeines. Der Kammerbau unterscheidet sich vom Örterbau durch die größeren Abmessungen des Abbaustoßes sowie des sich bildenden Abbauraumes. Infolgedessen gibt es auch Übergänge zwischen beiden. Die Größe der Kammern hängt von der Ausdehnung der Lagerstätte und von der Standfestigkeit des Lagerstätteninhaltes sowie des Nebengesteins ab. Sie finden sich bis zu 100 und 200 m Länge, 10 und 20 m Breite und 10—50 m Höhe. Entsprechende Ausdehnung haben die zwischen ihnen stehenbleibenden Erz- oder Salzfesten. Bei flachem Einfallen bilden meist Hangendes und Liegendes oder angebaute Teile der Lagerstätte Firste und Sohle der Kammer. Bei steilem Einfallen und großer Lagerstättenmächtigkeit können die Kammern allseitig vom Mineral umgeben sein, da in der Regel zwischen den einzelnen Kammern Schweben von etwa 5—8 m Stärke stehenbleiben. Dabei ist in diesem Fall darauf zu achten, daß die Festen und Kammern genau übereinander zu liegen kommen, damit die Festen und Schweben in ihrer Gesamtheit ein festtragendes Gerüst bilden (Abb. 259).

Das Anwendungsgebiet des Kammerbaus sind Lagerstätten größerer Mächtigkeit von beliebigem Einfallen. Eine weitere wichtige Voraussetzung für seine Anwendung ist eine gute Standfestigkeit von Erz- und Nebengestein, um die Kammern während ihrer Herstellung ohne Ausbau offenhalten zu können, sowie ein Haufwerk, das eine getrennte Gewinnung oder ein Ausklauben vor Ort nicht notwendig macht. Die Abbauverluste beim Kammerbau sind hoch und können 50% und mehr erreichen. Vom sicherheitlichen Standpunkt kann die schwierige Kontrolle der Kammerfirste bedenklich sein.

[1] Fox, W., u. V. Stork: Bericht über eine Reise zu den USA-Kaligruben. Kali u. Steinsalz 1954 Heft 8.

Der Kammerbau zeichnet sich durch hohe Abbauleistungen bei verhältnismäßig niedrigen Gewinnungskosten aus. Die Ausdehnung der Kammern erlaubt zudem meist eine großzügige Mechanisierung von Gewinnung und Förderung.

Die Hauptanwendung findet der Kammerbau im Kali- und Salzbergbau sowie im Eisenerzbergbau und böhmischen Braunkohlenbergbau. Auch der untertägige Dachschiefer-, Kalkstein- und Gipsbergbau wendet in der Regel Kammerbau an. Er kann als Kammerbau ohne Versatz, als Kammerbau mit Versatz und als Kammerbruchbau betrieben werden. Je nachdem, ob die Kammern streichend, schwebend oder diagonal verlaufen, unterscheidet man streichenden, schwebenden oder seltener diagonalen Kammerbau.

96. — Der Kammerbau mit strossenartigem Verhieb. Ein Beispiel für den Kammerbau mit strossenartigem Verhieb zeigt Abb. 259 aus dem Eisenerzbergbau von *Bilbao* in Spanien. Die Kammern bleiben, nachdem sie ausgeerzt sind, offen. Das hier 30—40 m mächtige steilstehende Hämatitlager wird alle 25 m durch Teilsohlen querschlägig ausgerichtet. Von den Querschlägen aus wird jede Kammer in ihrer ganzen Länge durch eine Sohlenstrecke unterfahren. Alsdann bricht man am vorderen Ende der herzustellenden Kammer schräg hoch, erweitert diesen Aufbruch (*A*) auf volle Kammerbreite (*B*) und entwickelt schließlich eine strossenartige Abbaufläche. Jede Kammer (*K*) wird 15 m hoch, 10 m breit und 50—100 m lang. Die Pfeiler haben etwa gleiche Abmessungen. Diese Art des Verhiebs kann nur bei standfestem Erz angewandt werden, da andernfalls die Gefahr des Steinfalles aus der Firste und des Zubruchgehens der Kammer zu groß würde.

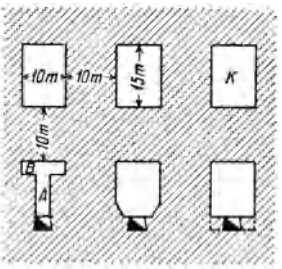


Abb. 259. Kammerbau mit strossenartigem Verhieb

Solche Gefahren werden durch eine andere Art des strossenartigen Verhiebs sowie durch planmäßiges Zubruchwerfen des Hangenden beim Kammerbruchbau der *Doggererzgrube Kahlenberg* bei Freiburg vermieden. Er ist in Abb. 260 dargestellt. Das flach einfallende Erzlager ist 12 m mächtig. Es ist durch eine Hauptförderstrecke ausgerichtet, von der 4 m breite Abbaustrecken rechtwinklig abzweigen. Von ihnen aus setzt man nach beiden Seiten in Abständen von 8,3 m die Kammerhälse an und bricht unter Anstehenlassen einer 1,5 m dicken Schwebe hoch. Alsdann wird unter der Schwebe die spätere Kammer „überfahren", und zwar durch eine 5,5 m breite Strecke von 50—60 m Länge. Zwischen den einzelnen Kammern verbleiben 2,8 m breite Erzfesten, die zur Verringerung der Abbauverluste später noch durchörtert werden.

Nach dem Auffahren der hangenden Kammerstrecke beginnt das Herstellen der Kammer durch strossenartigen Verhieb. Die Gewinnung geschieht in einer einzigen Strosse in 7,5 m Höhe durch Schießarbeit von Langbohrlöchern aus. Schrapper dienen der Abbauförderung. Der Vorteil dieses strossenartigen Verhiebs gegenüber dem früher üblichen firstenartigen Verhieb besteht in der größeren Sicherheit gegen Steinfall, da die Hauer

lediglich in der ausgebauten Kammerstrecke arbeiten. Auch hat sich beim strossenartigen Verhieb die Gewinnungsleistung auf 22 t/MS erhöht.

Damit keine unvorhergesehenen Kammerbrüche eintreten und die anderen Grubenbaue vom Gebirgsdruck entlastet werden, ist man bestrebt,

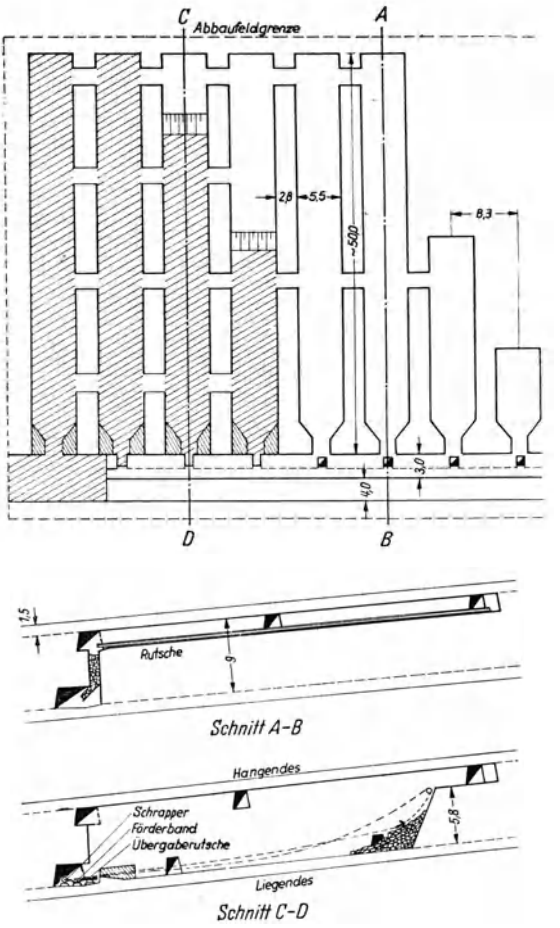


Abb. 260. Kammerbruchbau mit strossenartigem Verhieb

das Zubruchgehen der Kammern planmäßig zu beeinflussen. Die Erzfesten werden daher nach einer gewissen Zeit zu Bruch geschossen.

97. — Der Kammerbau in schrägen Scheiben mit Versatz im Erzbergbau. In schrägen Scheiben mit fallendem Verhieb wird der Kammerbau des Erzberges in der Steiermark betrieben, der im übrigen heute zu etwa 75% im Tagebau abgebaut wird[1] (Abb. 261). Die Kammern haben

[1] Vogl, B.: Der Steirische Erzberg. Die Lagerstätte und der gegenwärtige Stand des Abbaus. Glückauf 1953 S. 397.

eine Breite von 9 m, eine Höhe von 25—35 m und sind durch 3 m breite Festen voneinander getrennt. Sie werden senkrecht zum Streichen vom Liegenden zum Hangenden aufgefahren. Ihre Länge richtet sich also nach der Mächtigkeit des Erzkörpers und beträgt etwa 100 m. Auf schwebende Erzfesten kann verzichtet werden, da der Abbau von den unteren nach den oberen Sohlen fortschreitet und die Sohle der oberen Kammer durch den Bergeversatz der unteren gebildet wird.

Die Vorrichtung für jede Kammer besteht aus einer unteren Erzabfuhr-, einer oberen Bergezufuhrstrecke sowie einem beide verbindenden Überbruch am Liegenden. Alsdann wird der Fuß des Überbruchs auf 9 m kammerartig verbreitert und der Schrägstoß durch Hereingewinnung von 3—4 m mächtigen Scheiben von unten nach oben entwickelt. Der Versatz wird

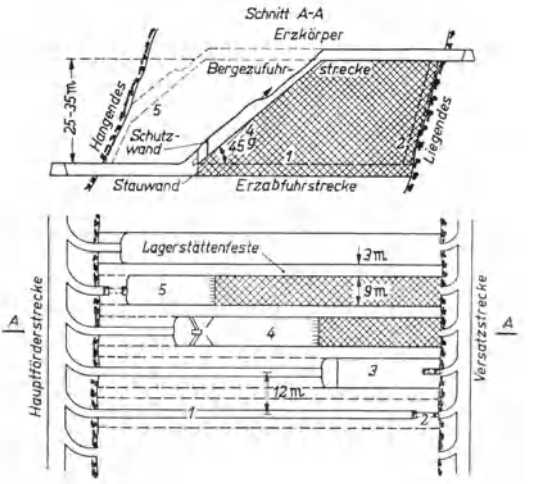


Abb. 261. Kammerbau in schrägen Scheiben mit Versatz.
1 Erzabfuhrstrecke; — *2* Überbruch; — *3*, *4* und *5* Kammern

durch Pendelwagen von oben zugeführt. Vier Kammern sind zu einer Gedingegruppe vereinigt, so daß in 2 Betrieben gebohrt und geschossen, im dritten geladen und im vierten versetzt wird. In der Erzabfuhrstrecke wird das Haufwerk durch Lademaschinen in Pendelwagen verladen. Die Abbauverluste betragen rd. 25%.

98. — Der Kammerbau mit pfeilerartigem Verhieb[1]. Voraussetzung für die Anwendung des Kammerbaus mit pfeilerartigem Verhieb ist neben ausreichender Mächtigkeit der Lagerstätte oder einem Einfallen von mehr als 55g eine gute Standfestigkeit des Lagerstätteninhalts und des Nebengesteins. Er besitzt im Erzbergbau der ganzen Welt in verschiedenen Abarten eine große Verbreitung. Die Abarten unterscheiden sich durch die Abstände der Pfeilerstrecken, wobei ein Bestreben zu erkennen ist, sie wesent-

[1] Prause, H.: Der Bergbau im Salzgittergebiet und der Absatz seiner Erze. Bergbau-Rdsch. 1950 S. 169. — G. Grote: Die Eisenerzgrube Worthlah-Ohlendorf. Bergbau-Rdsch. 1953 S. 610.

lich zu vergrößern und bei der Schießarbeit sehr lange Löcher zu verwenden (Abb. 262)[1].

Dieses Verfahren wird in Deutschland im Salzgittergebiet unter dem Namen „Weitungsbau" angewandt. Da hier eine gegen die obere Sohle stehengelassene Schwebe nach Herstellen der Kammer zu Bruch geht oder zu Bruch geschossen wird und der Alte Mann aus den oberen Bauen in den unteren Abbauhohlraum hineinläuft, handelt es sich um einen Kammerbruchbau mit pfeilerartigem Verhieb. Als Vorrichtung dienen streichende Pfeilerstrecken, die in senkrechten Teilsohlenabständen von 7—8 m aufgefahren werden (Abb. 263), und zwar in einer Länge, die der späteren Kammerlänge entspricht. Bei 2—5 m Mächtigkeit genügt eine Pfeilerstrecke, während bei größeren Mächtigkeiten zwei parallele Pfeilerstrecken je Teilsohle notwendig sind. Die Pfeiler werden im Rückbau durch Schießarbeit hereingewonnen, wobei von den Pfeilerstrecken Bohrlöcher nach oben, unten und nach den Seiten ausgehen. Zu Beginn des Abbaus fällt das Erz in einen vom Hangenden zum Liegenden, also querschlägig verlaufenden Schlitz, der durch Erweitern einer Rolle oder eines Überhauens hergestellt worden ist. Der Schlitz weitet sich mit fortschreitendem Abbau zu dem immer größer werdenden Kammerhohlraum aus. — Um das Haufwerk auf der unteren Sohle verladen zu können, ist nach Abb. 263 ein System von Rollöchern und Schrapperstrecken notwendig, das entsprechenden Einrichtungen beim Blockbruchbau ähnelt. — Die Kammern haben im Salzgittergebiet eine Länge von etwa 30—50 m. Sie sind in streichender Richtung durch 3—6 m mächtige Pfeiler voneinander getrennt. Bei entsprechender Mächtigkeit der Lagerstätte können die Kammern auch querschlägig angeordnet werden.

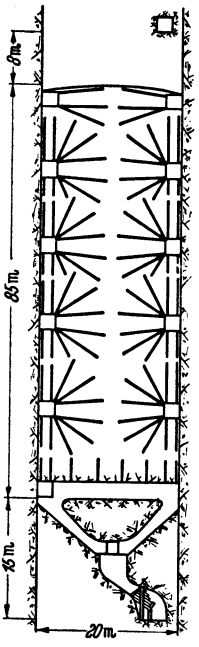


Abb. 262. Schußanordnung beim Kammerbau mit pfeilerartigem Verhieb

Zur Schonung des Hangenden ist in Salzgitter ein schneller Abbau notwendig. Bei dreischichtigem Verhieb, 60 m seigerer Abbauhöhe und einer Mächtigkeit von 10 m werden aus einer Kammer bis zu 1000 t/Tag gefördert. Damit ist eine weitgehende Betriebszusammenfassung erreicht. Eine solche Kammer bildet mit den dazugehörigen Vorrichtungsstrecken ein Revier mit einer Durchschnittsleistung von 10—25 t/MS. Die Gewinnungsleistungen liegen bei 80—150 t/MS, im Abbau bei 40—50 t/MS.

99. — Der Kammerbruchbau im böhmischen Braunkohlenbergbau. Der in der Weichbraunkohle verbreitete *Pfeilerbruchbau* mit seinen verschiedenen Abarten kann in der hochwertigen, dafür aber festen und zudem zu Selbstentzündung neigenden böhmischen Braunkohle nicht angewandt werden. Das dort heute noch am meisten verbreitete Abbauverfahren ist

[1] Zepter, K. H.: Langlochbohren als Mittel zur Steigerung der Leistung von Abbauverfahren. Erzmetall 1956 S. 58.

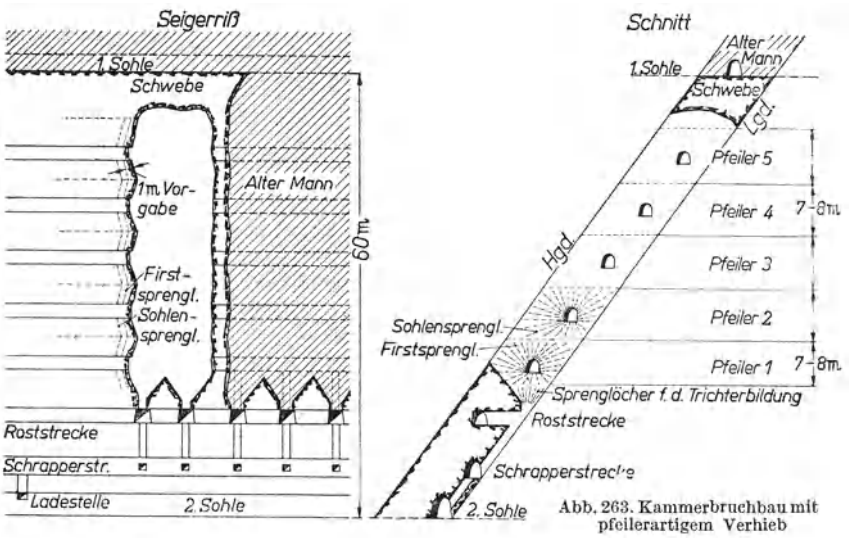


Abb. 263. Kammerbruchbau mit pfeilerartigem Verhieb

ein *Kammerbruchbau*. Er unterscheidet sich vom Pfeilerbruchbau dadurch, daß lediglich Kammern ausgekohlt und alsdann zu Bruch geworfen werden, während die rings um die Kammern liegenden Bergfesten wohl geschwächt, im übrigen aber stehenbleiben. Das Schema eines solchen Kammerbruchbaus mit schachbrettförmiger Anordnung der Kammern bei flacher Lagerung — auch eine reihenförmige ist möglich — zeigt Abb. 264, während Abb. 265 den Kammerbruchbau in mäßig geneigter Lagerung wiedergibt. Die Grundfläche der Kammern beträgt je nach der Beschaffenheit der Kohle und der Hangendschichten 100—400 m². Ihre Höhe richtet sich nach der Flözmächtigkeit, die bis 30 m betragen kann, sowie danach, ob auf volle Mächtigkeit oder in zwei oder mehr Scheiben gebaut wird. Bei ihrer Herstellung wird die Kammer zunächst in Streckenhöhe unterfahren und durch Ausbau mit Stempeln und Türstöcken gesichert. Anschließend stellt man an den vier Seiten der Kammer mittels Schießarbeit Schlitze her, so daß ein

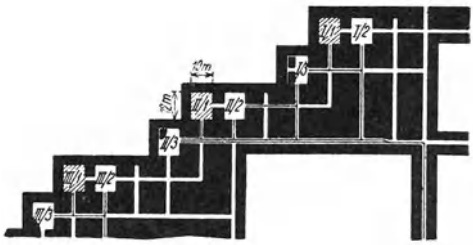


Abb. 264. Kammerbruchbau im böhmischen Braunkohlenbergbau

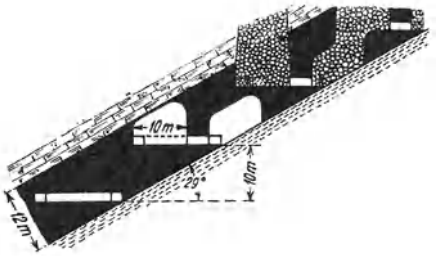


Abb. 265. Kammerbruchbau bei mäßig geneigter Lagerung im böhmischen Braunkohlenbergbau

würfelähnlicher Kohlenblock entsteht, der nur noch mit dem Hangenden verbunden und nach unten durch Ausbau unterstützt ist. Raubt man jetzt diesen Ausbau, so stürzt der Kohlenblock im ganzen oder je nach Trennflächen innerhalb des Flözes in einzelnen Scheiben ladefertig herein, ein Vorgang, der vielfach noch durch Schießarbeit unterstützt werden muß.

Das Verfahren ermöglicht hohe Gewinnungsleistungen, bedingt aber starke Abbauverluste, erhebliche Bergschäden, hohe Vorrichtungskosten und erschwert die Wetterführung, Mechanisierung und Betriebszusammenfassung. Man ist daher seit langem, jedoch bisher ohne durchgreifenden Erfolg, bestrebt, es zu verlassen und durch den scheibenweisen Strebbruchbau zu ersetzen[1].

100. — Der Firstenkammerbau im Salz- und Kalibergbau bei flacher Lagerung. Auf flach gelagerten mächtigen Salz- und Kalilagern ist der Firstenkammerbau das vorherrschende Abbauverfahren. Er wird in Anlehnung an den Firstenstoßbau so genannt, weil die Kammern durch stetigen Angriff der Firste, also von unten nach oben, hergestellt werden. Vom Örterbau unterscheidet er sich grundsätzlich nur durch die größeren Abmessungen der durch den Abbau geschaffenen Hohlräume, die infolgedessen Kammern genannt werden, und im Kalibergbau außerdem durch die meist übliche Verwendung von Bergeversatz zur Unterstützung der Tragfähigkeit der stehenbleibenden Festen.

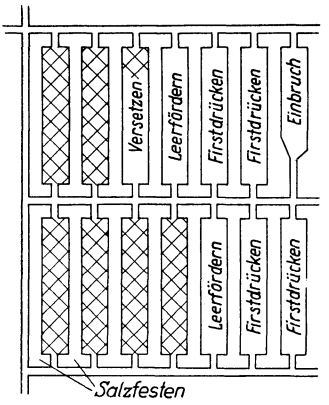


Abb. 266. Firstenkammerbau mit Versatz

Die Ausrichtung zum Kammerbau in flacher Lagerung beginnt in ähnlicher Weise wie beim Örterbau mit dem Auffahren eines Hauptstreckennetzes in der Lagerstätte. Bei dem in Abb. 266 wiedergegebenen Kammerbau mit Versatz wird die Förderstrecke beiderseits von einer 12 m starken Salzfeste begleitet. Die einzelnen Kammern sind durch Durchhiebe in Streckenhöhe mit der Strecke verbunden. Die Reihenfolge der in den nebeneinanderliegenden Kammern verrichteten Arbeiten geht aus der Abbildung hervor. Die Herstellung einer Kammer beginnt mit ihrer Unterfahrung in Streckenhöhe, dem „Einbruch". Dieser Einbruch hat entweder gleich die volle Kammerbreite oder es wird zunächst eine in der Sohle der späteren Kammer verlaufende Strecke aufgefahren, die anschließend auf Kammerbreite erweitert wird.

Nach dem Herstellen des Einbruchs werden unter teilweisem Wegfördern des Haufwerks die „flache First" und alsdann die „hohe First" gedrückt, d. h. es werden zwei 3—5 m mächtige Scheiben des Lagers vom vorderen Ende der Kammer aus hereingewonnen. Hierbei bleibt immer so viel Salz in der Kammer liegen, um den Hauern unter Verwendung eines

[1] Hochstetter, C.: Die Umstellung auf neue Abbauverfahren im sudetenländischen Braunkohlenbergbau. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1941 S. 97; — ferner L. Neuber: Kurzstrebbruchbau im Braunkohlentiefbau. Berlin: Akademieverlag 1953.

„Gebrücks" aus Bohlen und Fahrten die Bohr- und Schießarbeiten an der Firste zu ermöglichen.

Auf einigen Kaliwerken schießt man die volle Firsthöhe auf einmal herein, indem man vom Einbruch her tiefe, schräg nach oben gerichtete Löcher bohrt. Dieses Verfahren der Hereingewinnung hat den Vorzug, daß das anfallende Haufwerk sofort ganz abgefördert werden kann. Nach Leerfördern der Kammer, was in flacher und halbsteiler Lagerung fast ausschließlich mit Schrappern geschieht, muß im Kalibergbau Versatz eingebracht werden, während in dem durch große Zähigkeit ausgezeichneten Steinsalz die Kammern offenbleiben. Als Versatzgut dienen die Rückstände der Kalifabrik. Falls diese nicht ausreichen, wird eigens zu diesem Zweck gewonnenes Steinsalz benutzt. Das Versatzgut wird mit Schüttelrutschen oder Schrappern, seltener von Hand, eingebracht. Auf den Kaliwerken des Südharzgebietes hat sich Spülversatz gut bewährt. Die hierbei verwendeten Fabrikrückstände werden so fest und unterstützen das Hangende so vorzüglich, daß in der Regel der spätere Abbau der Bergfesten möglich ist, der Kammerbau also damit zu einem *Kammerpfeilerbau* wird.

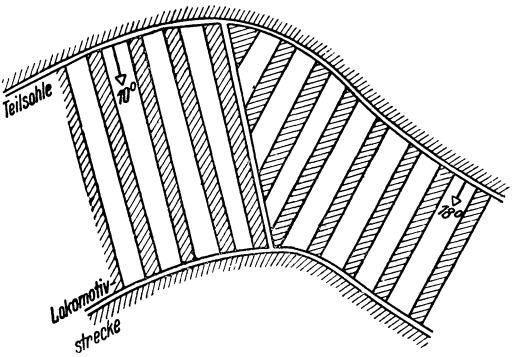


Abb. 267. Schematische Darstellung des schwebenden Firstenkammerbaus bei wechselnden Lagerungsverhältnissen (nach SPACKELER)

Ebenso wie beim Örterbau kann je nach der Richtung der Kammern zwischen streichendem und schwebendem Kammerbau unterschieden werden. Die ungünstige Beanspruchung streichend verlaufender Salzfesten und die bessere Möglichkeit der Abförderung des Haufwerks insbesondere bei flachwelligem Einfallen haben dazu geführt, daß man heute vielfach dem schwebenden Kammerbau den Vorzug gibt. Abb. 267 zeigt, wie sich der Verlauf der Kammern mit einem Wechsel in der Streichrichtung ebenfalls ändert.

101. — Der Firstenkammerbau in steiler Lagerung. Auch bei steilem Einfallen ist der Firstenkammerbau mit Versatz das meist angewandte Abbauverfahren. In Streichrichtung sind die Kammern durch *Salzfesten* getrennt, deren Stärke unter sonst gleichen Bedingungen mit wachsendem Einfallen abnehmen kann, da der von ihnen zu tragende Teil des Auflagerdrucks geringer wird. Sie wechselt je nach Lagermächtigkeit, Einfallen und Beschaffenheit des Nebengesteins zwischen 6—12 m. Den Salzfesten obliegt es, in erster Linie das Hangende zu tragen. Der Versatz trägt zwar ebenfalls hierzu bei, doch ist seine Hauptaufgabe in einer Erhöhung der Knickfestigkeit der Salzfesten und der Schaffung einer Arbeitssohle für den Abbau der jeweils folgenden Kammer zu sehen.

Bei der neueren Ausführung des Firstenkammerbaus in steiler Lagerung (Abb. 268) hat man den früheren Umfang der Ausrichtungsarbeiten stark

einschränken können. Das Lager wird zunächst auf zwei Sohlen angefahren und in bestimmten Abständen durch Blindschächte ausgerichtet. Legt man, wie im dargestellten Fall, die Förderstrecke in die Lagerstätte, so bleibt über dieser eine etwa 5 m starke Schwebe als Schutz stehen. In Abständen von etwa 200 m werden Fahrüberhauen und Rollöcher hergestellt, die später zur Fahrung und Abförderung des Haufwerks sowie der Wetterführung dienen. Von den Überhauen ausgehend werden je nach Höhe der auszuschießenden Kammer in 15—25 m Abstand Teilsohlen angesetzt. Die Vorrichtung der Kammer beginnt mit dem Auffahren einer streichenden Lagerstrecke oberhalb der Schwebe. Der Abbau geschieht entsprechend der in flacher Lagerung üblichen Arbeitsfolge. Das Drücken der Firsten schreitet vom Versatzsturzloch in der Kammermitte in Streichrichtung nach den

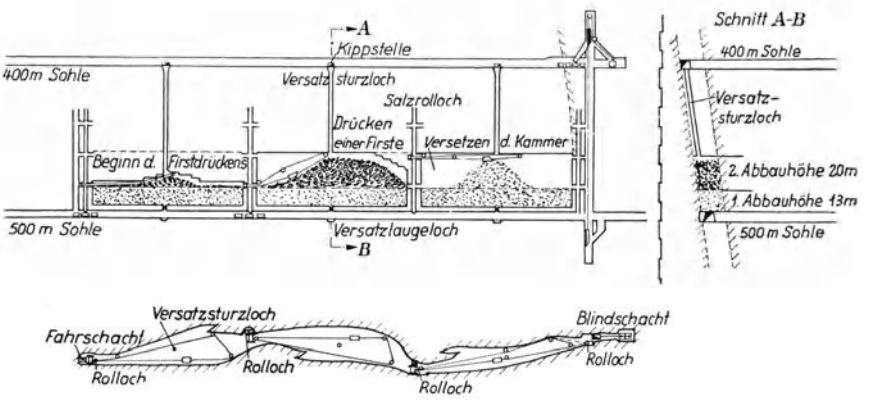


Abb. 268. Firstenkammerbau mit Versatz in steiler Lagerung

Enden der Kammer hin fort. Hierbei wird durch Schrapper so viel Rohsalz weggefördert, daß die im Gefolge der einzelnen Arbeitsvorgänge erforderliche Bohr- und Schießarbeit vom Haufwerk aus vorgenommen werden kann, und ein ausreichender Wetterweg offenbleibt. In den nach dem Leerfördern der Kammer verbleibenden Hohlraum von etwa 200 m Länge, 3—20 m Breite und 15—25 m Höhe werden von der oberen Sohle Versatzberge durch das Rolloch gestürzt und durch Schrapper verteilt. Bei den folgenden Teilsohlen fällt das Einbruchschießen fort, da der Versatz nur bis auf 2 m an die Firste eingebracht wird, so daß in den offengelassenen Raum abschnittsweise die nächste „First" von 15—25 m Höhe hineingedrückt, abgefördert und in gleicher Weise versetzt werden kann. Dieses Verfahren wiederholt sich, bis die obere Sohle, deren Abstand von der unteren im allgemeinen 100—200 m beträgt, erreicht ist.

Nur unter sehr günstigen Hangendverhältnissen, wie sie z. B. auf den steil einfallenden Sylvinitlagern im Gebiet von Hannover vorliegen, wo das Nebengestein aus Steinsalz besteht, kann bei mäßiger Mächtigkeit des Lagers auf die Salzfesten verzichtet werden. In diesem Falle geht der vorbeschriebene schwebende Kammerbau mit streichendem Verhieb in den Firstenstoß-

bau über. Aus dem Abbauverfahren mit Stützung des Hangenden durch Bergfesten wird ein solches mit planmäßigem Auflegen des Hangenden auf einen dichten, tragfähigen Versatz.

Auch im *untertägigen Schieferbergbau* am Rhein und in Thüringen wird der Kammerbau angewandt, indem in der Regel durch Angriff der Firsten nach Art des Firstenkammerbaus Kammern hergestellt werden. Während die Schiefer über Rollen oder Gesteinsberge abgefördert werden, verbleibt das minderwertige Material als Bergeversatz im Abbauraum[1].

102. — Der Steilstrossenkammerbau. Beim Abbau des 30 m mächtigen, mit 60° einfallenden Carnallitlagers in *Staßfurt* hat man den in Abb. 269[2] wiedergegebenen versatzlosen schwebenden Steilstrossenkammerbau entwickelt. Bei diesem Abbauverfahren wechseln 12 m breite Kammern, deren Längserstreckung im

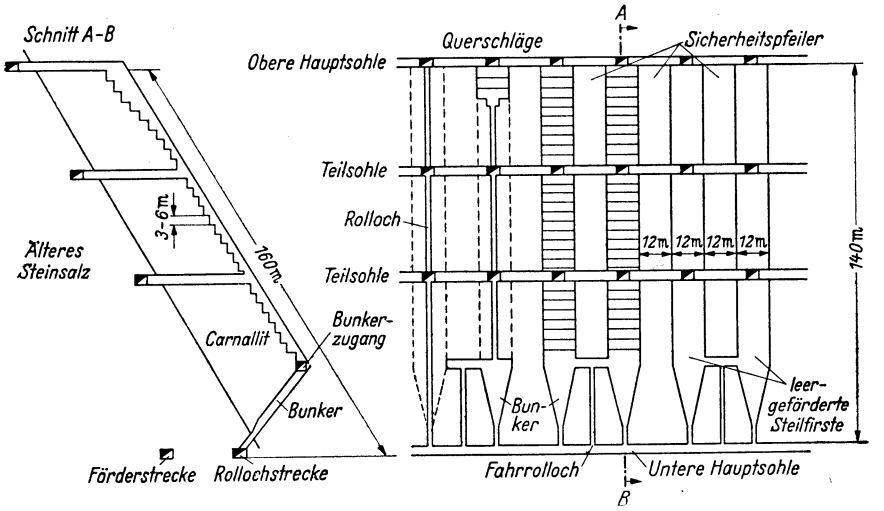


Abb. 269. Schwebender Steilstrossenkammerbau

Einfallen des Lagers liegt, mit Salzfesten gleicher Stärke. Hierdurch kann auf das Einbringen von Versatz in die leergeförderten Räume verzichtet werden. Die Vorrichtung der Abbaukammern (Steilfirsten) beginnt mit der Herstellung eines Rolloches von der unteren zur oberen Sohle, dessen unterer Teil nach trichterförmiger Erweiterung als Bunker dient. Der Einbruch auf Kammerbreite erfolgt im Strossenbetrieb von oben nach unten unter Anbauen einer 5 m starken Schwebe gegen den hangenden Salzton. Die aus der Abbildung ersichtlichen Strossen sind 12 m lang und 3 m breit. Die Strossenhöhe, die bis zu 6 m beträgt, wird so bemessen, daß die Verhieblinie dem Einfallen des Lagers parallel läuft. Bei 140 m Sohlenabstand müssen etwa 25—45 Strossen gebaut werden. Die Steilkammer ist in diesem Falle 160 m lang. Zur Gewinnung werden 3—4 Strossen gleichzeitig belegt und mit Handdrehbohrmaschinen von oben nach unten abgebohrt. Die Schüsse der höheren Strosse werden vor denen der nächstniederen abgetan, wodurch erreicht wird, daß beim Schießen nahezu das gesamte anfallende Haufwerk von Strosse zu Strosse nach unten geworfen wird und nur ein geringer Teil von Hand

[1] Pfeiffer, H.: Fachkunde für den Schieferbergbau. Leipzig: Fachbuchverlag 1955.

[2] Fox: Der Staßfurter Steilabbau. Kali 1941 S. 1.

abgeräumt werden muß. Auf diese Weise schreitet der Abbau von oben nach unten und vom Hangenden zum Liegenden fort. Entsprechend der Lagermächtigkeit beträgt die querschlägige Erstreckung der Kammern 25—30 m.

Durch die Entwicklung des Steilstrossenkammerbaus hat man gegenüber dem Firstenkammerbau die Zahl der Teilsohlen von 8 auf 2, die lediglich zur Erleichterung der Fahrung dienen, herabsetzen können. Außerdem sind Gewinnung sowie Förderung von Versatzmaterial überflüssig geworden. Ein weiterer Vorteil besteht in der Ausnutzung der Schwerkraft für die Abbauförderung und die damit verbundene Zerkleinerung des Haufwerks. Die Leistung beträgt im Abbau etwa 100 t/MS und einschließlich der Vorrichtungsarbeiten rd. 50 t/MS. Nachteilig sind die hohen Abbauverluste, die über 50% betragen, sowie die mangelnde Sicherheit der Belegschaft gegen Absturz und Steinfall. In neuerer Zeit sucht man der Unfallgefahr dadurch zu begegnen, daß die zwischen den Teilsohlen liegenden Abschnitte in der Reihenfolge von unten nach oben getrennt und nacheinander abgebaut werden.

Eine Weiterentwicklung des schwebend geführten Steilstrossenkammerbaus, allerdings unter Verwendung von Versatz, stellt der *streichende Steilstrossenkammerbau* dar, wie er auf einem 4 m mächtigen, steil einfallenden Sylvinitlager im hanno-

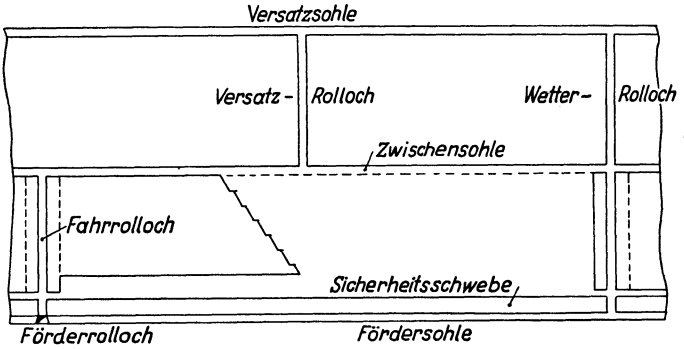


Abb. 270. Streichender Steilstrossenkammerbau mit Versatz

verschen Bezirk betrieben wird (Abb. 270)[1]. Die seigere Bauhöhe beläuft sich hierbei auf 30—40 m, die Strossenbreite auf 1,3 m, ihre Höhe auf 3—4 m. Somit beträgt die Anzahl der übereinanderliegenden Strossen 8—12. Der Verhieb erfolgt von unten nach oben oder auch in umgekehrter Richtung. Das losgeschossene Salz fällt zum größten Teil über die unteren Strossen auf die Sicherheitsschwebe, von wo es mittels Schrappern in Rollöcher abgefördert wird.

Der Steilstrossenkammerbau macht die Benutzung von Handdrehbohrmaschinen notwendig und vermeidet die unproduktiven Zeiten für den „Gebrückbau" und das Aufstellen der Säulendrehbohrmaschinen sowie die damit verbundene Unfallgefahr. Wegen ihrer geringeren Leistungsfähigkeit können sie aber nur in milden Salzgesteinen wie Steinsalz, Sylvinit und Carnallit in Betracht kommen. Hier ermöglicht der Steilstrossenkammerbau jedoch Leistungen, die sich unter gleichen Verhältnissen mit dem Firstenkammerbau nicht erreichen lassen.

103. — Der Firstenstrossenkammerbau. Auf dem Kaliwerk *Bergmannssegen* bei Lehrte ist für den Abbau steilstehender, mächtiger Salzlagerstätten mit gutartigem Nebengestein aus dem Firstenkammer- und Steilstrossenkammerbau der Firstenstrossenkammerbau entwickelt worden (Abb. 271)[2]. Man kann ihn auch Kammerbau mit firsten- und strossenartigem Verhieb nennen. Zur Vorrichtung wird das Lager von der Richtstrecke im Liegenden her in bestimmten Abständen

[1] Meyer, K.: Neuere Abbauverfahren für steilstehende Kalilagerstätten. Bergbau-Rdsch. 1952 S. 78.

[2] Tanneberger, H.: Der kombinierte Abbau, eine neue Methode im hannoverschen Kalibergbau. Kali u. Steinsalz 1954 S. 32.

durch Querschläge angefahren. Da der Abbau zweiflügelig vonstatten geht, werden in der Mitte eines Bauabschnitts von etwa 2 × 180 m streichender Länge und 50—70 m Höhe in einem 20 m breiten Sicherheitspfeiler innerhalb des Lagers am Hangenden und Liegenden je ein Aufbruch von der Fördersohle zur Wettersohle hergestellt. Hiervon dienen der erste zur Fahrung, der andere zur Förderung. In gleicher Weise verbinden Wetter-Rollöcher an den Enden der beiden Kammern die untere mit der oberen Sohle. Aus dem Fahrrolloch werden in seigeren Abständen von 15 m querschlägige Strecken angesetzt, die zur Lagermitte führen. Von hier nehmen nach beiden Seiten Örter von 2,2 m Höhe ihren Ausgang, die nach Verlassen des Sicherheitspfeilers zum Einbruch auf volle Lagermächtigkeit (etwa 15 m) erweitert werden. Zur Abförderung des Haufwerks sind die Örter 2, 3 und 4 durch Hosenbeinrollöcher an das Förderrolloch angeschlossen, während das in Höhe der Fördersohle (Ort 1) anfallende Salz mit einem Schrapper über eine Schurre in Förderwagen geladen wird. Nach dem beiderseitigen Durchhieb der Teilsohlenörter mit den Wetterrollen in den benachbarten Sicherheitspfeilern beginnt der Abbau des unmittelbar über der unteren Sohle gelegenen Lagerstreifens, indem zunächst auf Ort 1 die flache First von 4,8 m Höhe hereingeschossen und zur späteren Aufnahme der Rückstandslauge des Versatzes die Sohle auf 5 m Tiefe nachgestroßt wird. Die Firsten von Ort 2, 3 und 4 rücken mit einem Abstand von 60—80 m einander folgend ins Feld.

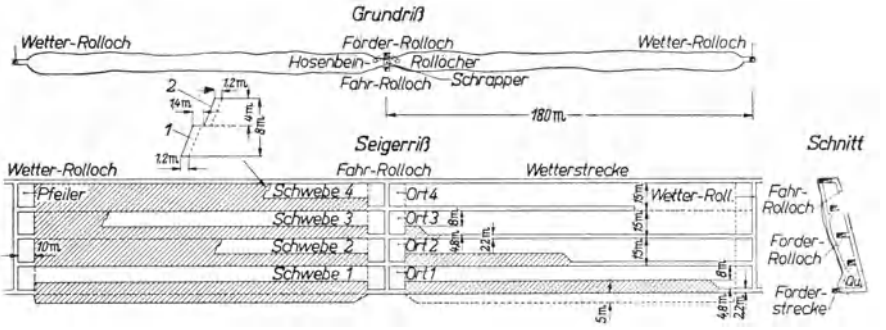


Abb. 271. Firstenstrossenkammerbau

Nach dem Leerfördern findet die Hereingewinnung der 8 m starken Schweben von den Enden des Bauabschnitts her in zwei Stufen statt. Wie sie abgebohrt werden, zeigt gleichfalls Abb. 271. Die untere Schußreihe wird vor der oberen abgetan, so daß das Haufwerk auf die darunterliegende Schwebe fällt, von wo es in die Rollöcher geschrappt wird. Bei dem in Abb. 271 wiedergegebenen Schema sind die Schweben 2, 3 und 4 gleichzeitig belegt, das hereingeschossene Salz der Schwebe 4 wird auf Schwebe 3, das der Schweben 2 und 3 auf Schwebe 1 abgefördert. Nach dem Leerfördern einer Kammer wird von der oberen Sohle Versatzgut eingestürzt und durch den auf der höchsten Teilsohle stehenden Schrapper ausseinandergezogen und eingeebnet.

Der Firstenstrossenkammerbau erlaubt bei entsprechender Ausgestaltung eine Anpassung der Gewinnung an die vorhandene Förderkapazität. Während die Abbaustrecken 1, 2, 3 und 4 wegen der verhältnismäßig geringen Leistung unabhängig voneinander gleichzeitig vorgetrieben werden können, muß bei der Belegung der flachen Firsten (Leistung: 50 fm³/MS) und der Doppelstrossen (Leistung: 100 fm³/MS) auf die Förderung Rücksicht genommen werden. Daher stehen in einem Bauabschnitt häufig nur 2—3 Firsten oder Schweben gleichzeitig in Verhieb.

Das Abbauverfahren hat eine erhebliche Leistungssteigerung und Kostensenkung gegenüber dem Firstenkammerbau zur Folge gehabt. Die Gründe hierfür liegen in der Zusammenfassung der Betriebsvorgänge, in der Vermeidung des beim Firstenkammerbau meist zeitraubenden Gebrückbaus sowie der beim Steilstrossenbau notwendigen Beräumarbeiten und in einer besseren Überwachung der Betriebs-

punkte. Die Abbauverluste sind gering und von der Länge der Abbaue abhängig. Die bisherigen Erfahrungen lassen eine Verbreitung dieses Abbauverfahrens auf mächtigen steilstehenden Salzlagerstätten mit standfestem Nebengestein erwarten.

104. — Der Kammerpfeilerbau. Beim Kammerpfeilerbau werden zuerst die Kammern hergestellt und anschließend die Pfeiler hereingewonnen. Als Versatzbau ist er bereits in Ziff. 100 für den Kalibergbau im Südharz erwähnt worden. Hier sei noch ein Beispiel des *Kammerpfeilerbruchbaus* der Kupfergrube „El Teniente" südlich Santiago de Chile wiedergegeben. Wie Abb. 272 zeigt, wechseln 5 m breite Kammern und 3 m breite Pfeiler miteinander ab. Jede Kammer wird von einer Lagerstrecke *A* unterfahren und aus kurzen Rollöchern mit firstenartigem Verhieb aufgefahren. Das gewonnene Haufwerk dient als Standfläche für die Hauer und wird nach Bedarf abgezogen, wie es durch die Volumenvermehrung notwendig wird. Es handelt sich hier also gleichzeitig um einen Speicherbau. Auf diese Weise werden etwa 100 m hohe und 50 m lange Kammern hergestellt. Dann können die als Fahr- und Wetterwege dienenden Strecken *A* zweier benachbarter Kammern abgeworfen und in der Ausrichtungsstrecke *B* die Ladestellen eingerichtet werden. Gleichzeitig müssen in dem etwa 6 m breiten Pfeilerfuß auf Kammerlänge Pfeilerstrecken *C* gefahren werden. Sie werden erweitert und so der Pfeiler seiner Unterstützung beraubt. Die Speicherbaue verhindern, daß er auf die Strecken schlägt.

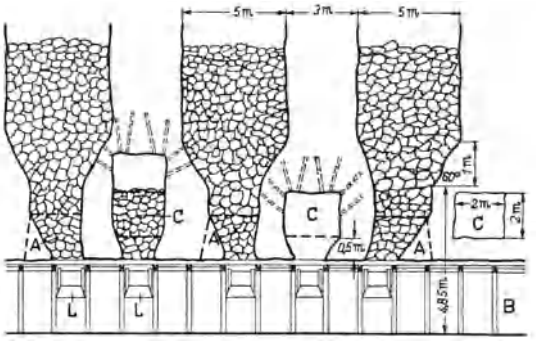


Abb. 272. Kammerpfeilerbruchbau

Er geht langsam zu Bruch. Erst jetzt kann von den Ladestellen *L* das Haufwerk aus Kammern und Pfeilern abgezogen werden. Versatz wird nicht eingebracht, sondern man läßt das Hangende nachbrechen.

Auf den Eisenerzgruben von Malmberget in Schweden, auf denen ein ähnlicher Kammerpfeilerbau üblich ist, werden die Pfeiler unter Benutzung von 25—30 m langen Bohrlöchern nach Abb. 273 hereingeschossen.

105. — Die Aussolverfahren. Eine im Steinsalzbergbau mitunter anzutreffende Art der Herstellung von Kammern ist das Aussolen. Hierbei wird das Salz durch Wasser gelöst und, von unlöslichen Bestandteilen getrennt, in Form einer gesättigten Sole in Rohrleitungen nach über Tage gepumpt. Die Gewinnung der Sole kann, wie z. B. in Hohensalza, durch Tiefbohrlöcher oder von Grubenbauen aus erfolgen.

Versuche, Kalisalze durch das Aussolverfahren zu gewinnen, haben infolge der unterschiedlichen Löslichkeit der einzelnen Komponenten zu keinem befriedigenden Ergebnis geführt. Wegen der dadurch bedingten mangelnden Kontrolle des Lösungsvorganges ist im Kalibergbau Deutschlands eine planmäßige Gewinnung durch Auslaugung bisher nicht durchgeführt worden.

Beim *Aussolen durch Tiefbohrlöcher* wird das in die Lagerstätte niedergebrachte Bohrloch gegen unerwünschte Wasserzuflüsse aus dem Deckgebirge durch eine einzementierte Verrohrung abgedichtet. Über ein im Bohrloch eingehängtes Fallrohr, das in einem gewissen Abstand vom Bohrlochtiefsten endet, wird Süßwasser zugepumpt, während die schwerere, konzentrierte Sole über eine zweite, tiefer

reichende Steigleitung abgesaugt wird. Durch den Lösevorgang entsteht ein Hohlraum von trichterförmiger Gestalt, dessen unterer Teil sich allmählich mit Unlöslichem anfüllt, weshalb das Steigrohr von Zeit zu Zeit angehoben werden muß. Beim langsamen Heben des Fallrohres vergrößern sich Durchmesser und Höhe des Kessels, so daß bei gleicher Frischwasserzufuhr durch die längere Verweilzeit eine Erhöhung der Konzentration der geförderten Sole erreicht wird. Das Verfahren zeichnet sich zwar durch niedrige Anlagekosten aus, jedoch bereitet die Lieferung großer Solemengen von gleichmäßiger Zusammensetzung Schwierigkeiten.

Bei der *Aussolung von untertägigen Strecken aus* wird zwischen dem „Spritzverfahren" und dem „Kammer- oder Standverfahren" unterschieden. Beim *Spritzverfahren* wird das Wasser aus Düsen gegen den Stoß gespritzt, an dem es herunterrieselt. Die so erzeugte Sole besitzt bei hohem Wasserverbrauch eine nur geringe Konzentration, weshalb man sie anschließend in Kammern leitet und nach dem *Standverfahren* so lange auf das Salzlager einwirken läßt, bis der gewünschte Sättigungsgrad erreicht ist. Auf diese Weise geht man auf dem Steinsalzbergwerk *Schönebeck* und ähnlich auch in *Bernburg* an der Saale vor. Hier wird zunächst

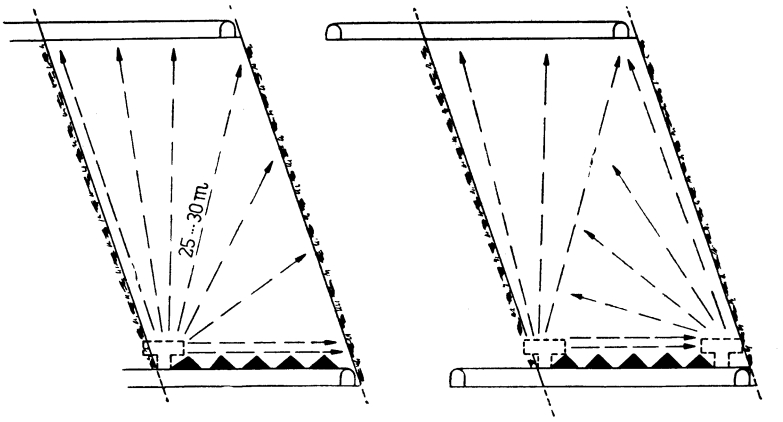


Abb. 273. Schußanordnung beim Kammerpfeilerbau Malmberget

ein 9 m hohes Loch von 60 cm Durchmesser durch Geräte nach Art des Segnerschen Wasserrades ausgespritzt. Das Loch wird alsdann von oben in mehreren Stufen unter Verlängern der horizontalen Arme des Spritzgerätes zu Kammern, hier „Glocken" genannt, auf 15 m Enddurchmesser erweitert. Die abfließende etwa 25%ige Sole erfährt in nachgeschalteten, mit Stücksalz gefüllten Sammelkästen ihre volle Sättigung.

Zu den *Kammer- oder Standverfahren* zählt der sog. *„Sinkwerksbau"*, der in dem stark mit Ton durchsetzten alpinen Haselgebirge seit Jahrhunderten angewandt wird und sich in einer weiterentwickelten Form z. B. in Berchtesgaden erhalten hat[1]. Die Vorrichtung des „Sinkwerks", einer 70 m langen und 30 m breiten Kammer, geschieht als Unterwerksbau von einem in der Mitte des Grundrisses der Kammer niedergebrachten kurzen Blindschacht her, indem die spätere Kammer in Streckenhöhe mittels Schießarbeit unterfahren wird (Abb. 274). Ein Teil des anfallenden Haufwerks wird an den Stößen des Hohlraumes versetzt, damit diese beim Füllen des Werks mit Frischwasser möglichst wenig angegriffen werden. Zur Klärung der Sole werden Filterkästen in Holzgeviertzimmerung hergestellt, die vom Blindschacht her durch eine Rohrleitung miteinander verbunden sind. Nach dem Füllen

[1] IBEL, F.: Der Salzbergbau zu Berchtesgaden. Nobelhefte 1932 S. 83.

des Sinkwerks mit Wasser löst sich insbesondere das an der Firste, am „Himmel", anstehende Salz, während die nichtlöslichen Bestandteile, der „Laist", zu Boden sinken. Bei vorsichtigem Süßwasserzulauf wird gleichzeitig die spezifisch schwerere Sole unter Vermeidung jeglicher Aufwirbelung vom Boden der Filterkästen abgezogen. Entsprechend dem Fortschritt des „Himmels" werden der Saugkorb der Solepumpe im Blindschacht hochgezogen und die Filterkästen von Hand nachgeführt.

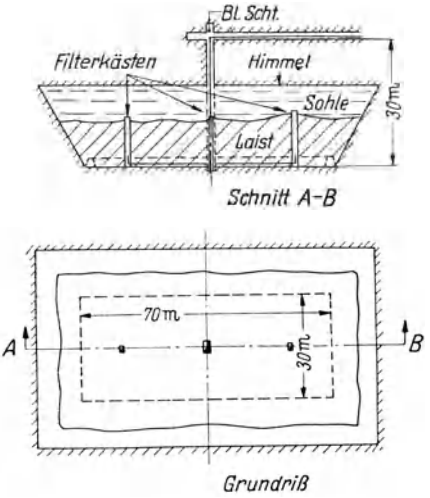


Abb. 274. Kammerbau als Sinkwerksbau

106. — Der Trichterbau. Eine kammerartige Bauweise, durch die mächtige Lagerstätten mit festem Nebengestein und festem bis mittelfestem Erz abgebaut werden können, ist auch der Trichterbau. Er besteht in einer trichterartigen Erweiterung von Rollöchern im Strossenbau, also von oben nach unten, wobei das von den Strossen hereingeschossene Erz über die mit 50—70g geneigte Trichterböschung von selbst in die Rolle rutscht und aus ihr abgezogen werden kann (Abb. 275). Schaufelarbeit wird also vermieden, worin der Hauptvorteil des Verfahrens besteht. Nachteilig sind die Abbauverluste, die durch Schwächung der zwischen den Trichtern zunächst stehenbleibenden Bergfesten sehr verringert werden können, sowie die Tatsache, daß die Arbeit auf den Trichterböschungen gefährlich ist und die Leute angeseilt sein müssen. Zur Vermeidung von Verstopfungen werden am Trichtermund Roste eingebaut. Auch kann man kleine Zwischenstrecken zur Überwachung der Rollen vorsehen.

Die Vorrichtung beschränkt sich auf die Auffahrung einer unteren Förderstrecke und die Herstellung von Rollöchern in streichenden Abständen von 20 bis

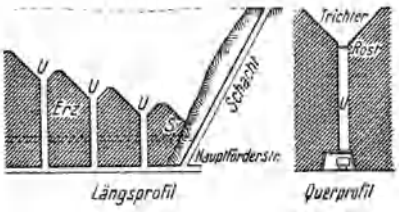


Abb. 275. Trichterbau von über Tage. *U* Trichter mit Rolloch

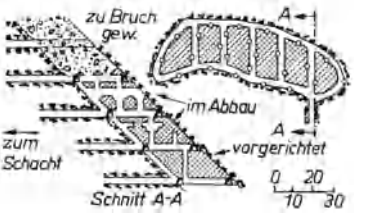


Abb. 276. Trichterbau unter Tage

40 m. Bei sehr mächtigen Lagerstätten können auch zwei Förderstrecken notwendig werden, so daß zwei streichende Reihen von nebeneinandergelegenen Trichtern entstehen.

Der Trichterbau kann zwischen einer Fördersohle und der Tagesoberfläche betrieben werden, wie dies z. B. am Steirischen Erzberg geschieht, oder gänzlich als untertägiger Trichterbau, wie z. B. auf Eisenerzgruben des Marquette-Gebietes in Michigan (Abb. 276). Die Trichter können zum Schutz des Grubengebäudes auch versetzt werden. — Die tägliche Fördermenge je Trichter beträgt im allgemeinen 100—300 t, wobei Leistungen bis 70 t je MS erreicht werden.

Abschließend sei noch bemerkt, daß der Trichterbau des Steirischen Erzberges sich trotz einer Durchschnittsleistung von etwa 60 t/MS dem Baggerbetrieb mit gleisloser Förderung unterlegen gezeigt hat. Auch erlaubt er nicht das Aushalten unerwünschter Gesteinsmittel[1].

VII. Abbauverfahren mit blockartiger Bauweise

107. — Allgemeines. Bei den Abbauverfahren mit blockartiger Bauweise werden mehr oder weniger regelmäßig geformte, meist quaderähnliche Lagerstättenblöcke von großer Grundfläche und Höhe in Abbau genommen. Sie setzen mächtige, nach allen drei Dimensionen ausgedehnte, steil oder flach einfallende Lagerstätten mäßiger Standfestigkeit voraus. Sie können mit und — was selten ist — ohne Versatz sowie als Bruchbau geführt werden. Beim Blockbau mit Versatz wird der ausgeerzte Hohlraum des in Verhieb stehenden Blockes durch Geviertausbau gestützt und mit Bergen ausgefüllt.

Am häufigsten ist der Blockbruchbau anzutreffen. Hierbei wird der Block an seinen senkrechten Flächen aus dem Lagerstättenverband gelöst und auf der ganzen Grundfläche unterschnitten. Durch geeignetes gleichmäßiges Abziehen des unterschnittenen und dann von selbst nachbrechenden Minerals wird der Blockinhalt nach und nach hereingewonnen. Der sich bis in das Dach fortsetzende Bruch läßt den Alten Mann von selbst dem sinkenden Erzspiegel folgen.

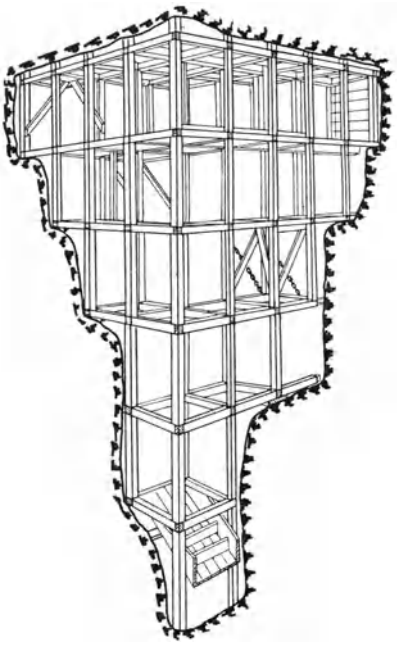


Abb. 277. Blockbau mit Geviertzimmerung

108. — Blockbau mit und ohne Versatz. Beim Blockbau wird die Lagerstätte in einzelne Blöcke zerlegt und der jeweils ausgeerzte Hohlraum mit einem Geviertausbau aus Kanthölzern abgestützt.

Die Vorrichtung erfolgt durch Querörter und Überhauen. Der Abbau entwickelt sich von diesen Überhauen meist von unten nach oben, also firstenartig, oder bei gebrächer Gangmasse von oben nach unten strossenartig. Hierbei wird der Gang gleich in der ganzen Breite oder aufgeteilt in 3 bis 4 Gevierte umfassende Streifen hereingewonnen (Abb. 277).

Dieses früher häufiger als heute — z. B. auf den Gruben von *Broken Hill* oder des *Comstock Lode* — angewandte Abbauverfahren hat den Nach-

[1] Kirnbauer, F.: Abbauverfahren im österreichischen Erzbergbau. Erzmetall 1955 S. 305.

teil großen Holzverbrauchs und hohen Schichtenaufwandes. Ohne Versatz ist es sehr brandgefährdet. Der wichtigste Vorteil des Blockbaus mit Geviertausbau besteht darin, daß keine Abbauverluste auftreten, was besonders bei reichen Lagerstätten von Bedeutung ist.

109. — Der Blockbruchbau. Allgemeines. Beim Blockbruchbau wird die Lagerstätte in Blöcke von großer rechteckiger Grundfläche und bedeutender Höhe zerlegt, deren Rauminhalt 100 000 m³ und mehr betragen kann.

Von einer Hauptstrecke aus, die den Block parallel zu seiner kürzeren Achse unterfährt, werden zuerst im Firstenstoßbau mit Speicherung des Erzes an den vier seigeren oder schrägen Grenzflächen des Blockes *Schlitze* hergestellt und der Block so aus seiner Umgebung seitlich gelöst. Stark verbreitet ist jedoch auch die Möglichkeit, von einem Überbruch Schlitzstrecken aufzufahren und sie nach oben und unten zu einem Schlitz zu erweitern (Abb. 278). Je nach der Bruchfähigkeit der Lagerstätte können auch weniger Schlitze notwendig sein, z. B. wenn das Vorkommen ein gewisses Einfallen hat und das Mineral sich gut vom Hangenden löst oder wenn der Block an den Alten Mann grenzt.

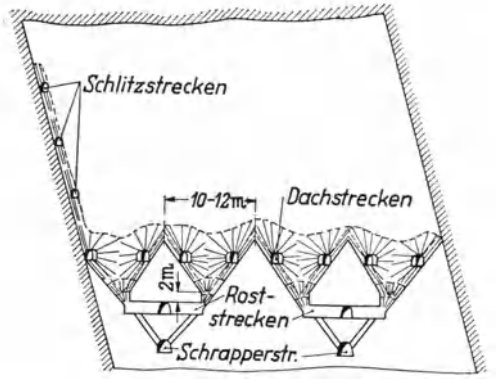


Abb. 278. Beispiel für die Vorrichtung eines Blockbruchbaus

Außerdem unterschneidet man den Block. Um eine störungsfreie Abförderung des Haufwerks zu gewährleisten, beläßt man über der Fördersohle eine Sicherheitsschwebe und führt die Unterschneidung oberhalb der Schwebe auf einer dafür bestimmten Teilsohle, der *Unterschneidesohle*, aus. Schräge Rollen verbinden diese beiden Sohlen untereinander. Sie dienen vorerst nur der Abförderung des in der Vorrichtung gewonnenen Haufwerks, später aber der Förderung des ganzen Blockinhalts. Damit das Haufwerk den Förderrollen zwangsläufig zugeführt wird, legt man die Unterschneidesohle nicht söhlig, sondern dachförmig an, was außerdem für die Aufnahme des später auf ihr lagernden Gewichtes günstig ist. Auf den „Giebeln" der Dächer oder an ihren Seiten verlaufen die *Dachstrecken* (Abb. 278), während weiter unten parallel zu den Dachstrecken zuweilen noch *Fluchtstrecken* vorgetrieben werden. In gewissen Abständen verbindet man diese Strecken durch Überhauen (Dachrollen) miteinander. In den Dachstrecken, Fluchtstrecken und Dachrollen werden schließlich planmäßig Bohrlöcher angesetzt und abgeschossen, wodurch der Block seine Unterstützung durch die zwischen den Auffahrungen der Unterschneidesohle verbliebenen Stützpfeiler verliert. Nach dem Hereinschießen der Stützpfeiler beginnt der bis zu etwa 100 m hohe Block allmählich hereinzubrechen. Zur Sicherung eines planmäßigen Abziehens des hereinbrechenden Erzes ist eine Überwachung des Erzrolleneinlaufs notwendig. Insbesondere können sich große

Stücke vor den Einlauf setzen und die Rolle verstopfen. Besteht diese Gefahr, so stellt man etwa 5—10 m unter der Dachstrecke eine *Rostsohle* her. Sie besteht aus der söhligen, in der Kammerachse verlaufenden *Roststrecke* und aus Querbrechen, die zu den Erzrollen führen. Diese Sohle muß wegen der geringen Schwebe gut ausgebaut sein. Übrigens bezeichnet man das kurze Rollenstück zwischen Rostsohle und Fluchtstrecke als Rostrolle. Der Rost besteht aus in Abständen von etwa 30—40 cm verlegten Schienen. Auf ihnen werden alle zu großen Erzbrocken mit dem Abbauhammer, nötigenfalls durch Schießarbeit zerkleinert.

Aus den Erzrollen fällt das Haufwerk in die *Schrapperstrecke* (Abbaustrecke). Sie liegt 1—2 m über der rechtwinklig zu ihr verlaufenden Förderstrecke (Hauptstrecke) und bildet mit dieser zusammen die *Fördersohle*. Zwischen beiden Strecken ist nur ein Höhenunterschied von etwa 1,5 m vorhanden, so daß das von den Rollenmundlöchern weggeschrappte Erz über kurze Schurren in die Förderwagen fällt.

Der Alte Mann folgt dem sinkenden Erzspiegel von selbst nach, wobei durch sorgfältige Überwachung des Erzabzuges eine Vermischung von unhaltigem Gut mit dem Erz vermieden werden kann. Wird aus allen Rollen gleichzeitig abgezogen, so liegt die Kontaktfläche zwischen dem Erzbruch und dem Hangendbruch etwa söhlig und die Gefahr der Vermischung ist gering. Der *Kontaktwinkel* sollte aus diesem Grunde möglichst gering gehalten werden.

Die Anwendung des Blockbruchbaus setzt die Eigenschaft des Erzkörpers voraus, in verladefähige Stücke zu zerbrechen. Ein Hängenbleiben des Bruches kann gebirgsschlagähnliche Erschütterungen hervorrufen. Auch darf das Erz nicht zusammenbacken, nicht oxydieren und keine Neigung zur Selbstentzündung besitzen.

Der Blockbruchbau wird bei geringhaltigen Lagerstätten hochwertiger Metalle, z. B. Kupfer, Zinn und Molybdän, oder von großen Erzmassen mit geringerem Wert, wie z. B. bei Eisen- und Manganerzvorkommen, angewandt. Die Imprägnationslagerstätten von Kupfererz in *Chile* und in den *Rocky Mountains* mit einem Gehalt von etwa 1—1,5% Cu sind durch den Blockbruchbau erst abbauwürdig geworden. Auch *Climax* in Colorado, mit 32 000 t täglicher Roherzförderung die größte Molybdängrube der Welt, wendet Blockbruchbau an. In Deutschland findet er beim Abbau der bis 100 m mächtigen Brauneisenerze im Salzgittergebiet Anwendung. Er ist eines der billigsten Abbauverfahren, dessen Kosten vielfach an die des Tagebaus heranreichen, da zur Gewinnung weitgehend die Schwerkraft zu Hilfe genommen wird.

110. — Beispiele für den Blockbruchbau. Den Blockbruchbau von *Salzgitter* zeigt die Abb. 279. Seine Vorrichtung umfaßt das Unterfahren des Blocks durch Abbaustrecken, das Herstellen von Überhauen und das Schlitzen in seigerer Richtung. Am Liegenden werden zunächst in einem Abstand von 7 m Schlitzstrecken (*4*) aufgefahren, die im Abstand von 10 m durch Schlitzrollen (*3*) verbunden sind. Die Strecken erhalten einen Querschnitt von nur 1 m².

Das Unterfahren der Blöcke geschieht nach Ziff. 109 durch ein System von Strecken. Über dem Hauptförderquerschlag (*1*) werden zwei streichende Schrapperstrecken (*2*) und genau über den Schrapperstrecken die Roststrecken (*5*) aufgefahren. Über den Roststrecken verlaufen die sog. Dachstrecken (*7*) und über

den Rosten die Fluchtstrecken (*9*). Sowohl Schrapper- und Fluchtstrecken als auch Flucht- und Dachstrecken sind im Abstand von 5 m durch Rollöcher (*8*) mit einem Ansteigen von etwa 70g verbunden.

Zum Zwecke der völligen Trennung des Blockes von seiner Unterlage werden von den Dach- und Fluchtstrecken aus Bohrlöcher entlang den Flanken des Daches abgebohrt und abgeschossen. Nach Abziehen des auf diese Weise hereingeschossenen Haufwerks ist ein ausreichender Hohlraum für das allmähliche Nachbrechen des Erzkörpers hergestellt. Nach der Hereingewinnung des Blockes findet noch ein Restabbau durch einen Rückbau von den Schrapperstrecken aus statt. Hierbei werden die vorhandenen Rollöcher aufgeweitet. Aus einer Erzrolle werden 100 t je Schicht gefördert. Die Mindestgrundfläche eines Blockes beträgt etwa 40×40 m². Bei geringeren Abmessungen besteht die Gefahr von Gewölbebildungen im Block.

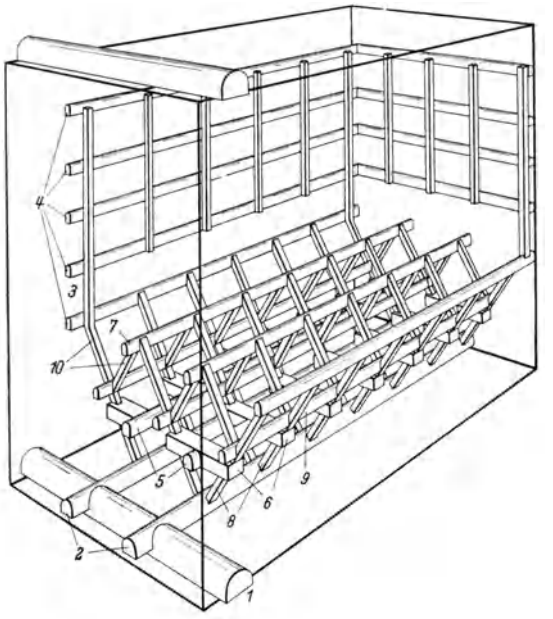


Abb. 279. Schematische Darstellung des Blockbruchbaus von Salzgitter

Der Inhalt eines Blockes schwankt je nach der Höhe zwischen 150000 t und 1,2 Millionen t Erz. Die Abbauleistung je Mann und Schicht bis zur Hauptförderstrecke erreicht 18 t.

Eine andere Form der Unterschneidung des Blockes zeigt Abb. 278. Hier liegen die Dachstrecken tiefer, und Fluchtstrecken fehlen. Zugleich zeigt diese Abbildung in besonders anschaulicher Weise den Verlauf der Bohrlöcher, durch deren Abschießen der Block von seiner Unterlage abgetrennt wird.

Den Blockbruchbau der schwedischen *Eisenerzgrube Idkerberget* zeigt die Abb. 280. Der 100 m hohe Block wird zunächst von einer Förderstrecke *F* unterfahren. Oberhalb dieser Strecke werden querschlägig im Abstand von 15 m Schrapperstrecken *S* vom Hangenden zum Liegenden hergestellt. 7 m über den Schrapperstrecken treibt man parallel zu diesen, jedoch seitlich versetzt, Unterschneidungsstrecken *U* vor. Rechtwinklig dazu, also streichend, fährt man daraufhin in Abständen von 10 m weitere Unterschneidungsstrecken auf, so daß die dargestellte schachbrettartige Anordnung entsteht und der Erzkörper nur noch auf den so entstandenen Erzbeinen ruht. 7 m über dem Unterschneidungsniveau, also

insgesamt 14 m über den Schrapperstrecken, werden Dachstrecken aufgefahren, die einer weiteren Unterschneidung des Erzblockes dienen. Die Schrapper- und Unterschneidungsstrecken werden schließlich noch durch Rollöcher verbunden. Nach Herstellung der Schlitze im Firstenstoßbau mit zeitweiliger Speicherung des Erzes wird von den Unterschneidungs- und Hilfsstrecken aus der Erzkörper

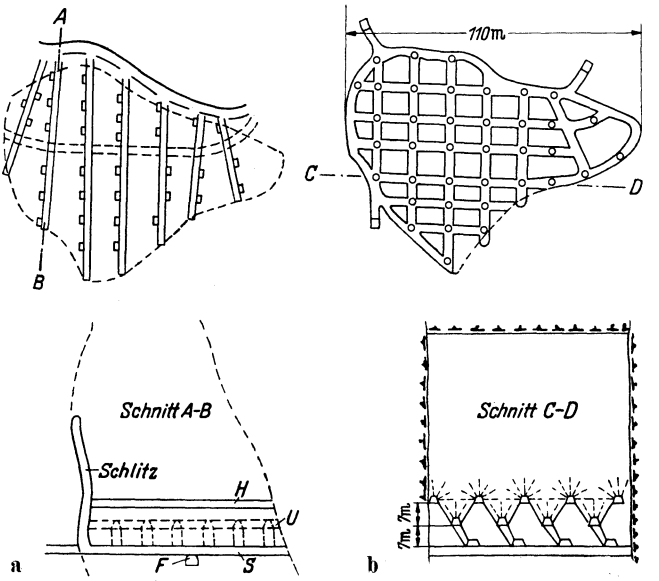


Abb. 280 a und b. Blockbruchbau der Grube Idkerberget.
a Grundriß und Schnitt der Schrapperstreckensohle; — b Grundriß und Schnitt der Unterschneidungsstreckensohle

in der schon bekannten Weise abgebohrt, so daß nach dem Wegschießen der Erzbeine über den Rollen kegelförmige Trichter entstehen. Zwischen diesen Trichtern verbleiben wiederum pyramidenförmige Erzstümpfe. Das hereinbrechende Erz fällt durch die Rollen in die Schrapperstrecken, von denen es in der Förderstrecke *F* in Großraumwagen abgezogen wird.

VIII. Bergeversatz

A. Allgemeine Fragen

111. — Aufgaben des Bergeversatzes. Die Verfüllung der durch den Abbau entstandenen Hohlräume, ihr „Versetzen", d. h. das Einbringen von Versatzbergen in sie, kann eine abbautechnische Maßnahme sein, also eine Maßnahme, die zum Wesen des Abbauverfahrens gehört, der *Pflege des Hangenden* dient und dazu beitragen soll, den Abbauraum offenzuhalten. Dieses trifft für die steile Lagerung des Steinkohlenbergbaus in der Regel zu, während in der flachen Lagerung das gleiche Ziel auch durch Zubruchwerfen der Dachschichten erreicht werden kann. Das gleiche gilt für den Erzbergbau. Anders ist es im Steinsalzbergbau. Hier wird niemals Bergeversatz eingebracht. Die kammerartigen Abbauräume können unverfüllt offen bleiben. Auch beim Abbau flacher und geneigter mächtiger Kalilager ist

Bergeversatz während der Herstellung der Kammer, also des Abbauraumes, nicht erforderlich, dagegen wohl, wenn sie leergefördert ist. In der steilen Lagerung wird Versatz immer dann eingebracht, wenn er als *Arbeitssohle* für den jeweiligen Arbeitsraum, in dem die Gewinnung und Förderung stattfindet, dienen muß. Hiermit ist eine zweite Aufgabe des Bergeversatzes genannt. Sie herrscht vielfach sogar vor, wie z. B. beim Firstenstoßbau auf Erzgängen.

Eine dritte Aufgabe des Bergeversatzes besteht in der Verringerung *schädlicher Abbauwirkungen* auf Schächte und sonstige Grubenbaue sowie auf die Tagesoberfläche. Die Bedeutung dieser Aufgabe ist in den einzelnen Bergbauzweigen und Bergbaugebieten sehr unterschiedlich. Beim Abbau unter gar nicht oder wenig bergschadenempfindlicher Tagesoberfläche ist sie gering oder gleich Null. Dieses trifft in der Regel für den Erzbergbau, öfters aber auch für den Steinkohlenbergbau zu. Anderseits ist es gerade der Steinkohlenbergbau, und hier insbesondere der des Ruhrgebiets, der zur Erfüllung dieser Aufgabe in vielen Fällen Abbau mit Bergeversatz anwendet. Hierbei kommt es häufig auf die Verringerung der Absenkung der Tagesoberfläche an. Dieses ist u. a. zur Erhaltung der Vorflut, d. h. für das ungehinderte Abfließen des Wassers notwendig. So haben durch Abbau hervorgerufene Senkungen schon zweimal dazu gezwungen, die Mündung der Emscher weiter rheinabwärts zu verlegen.

Poldergebiete, die nur durch ständiges Pumpen trockengehalten werden können, umfassen z. B. Teile der Städte Duisburg und Oberhausen. Auch sind umfangreiche Eindeichungen des Rheinufers notwendig geworden. In anderen Fällen ist die Geringhaltung von Absenkungen weniger wichtig als die Verminderung von Zerrungen und Pressungen, was außer durch Bergeversatz freilich noch durch andere Mittel, z. B. durch großflächigen, raschen Abbau geschehen kann.

Auch kann das untertägige Versetzen der im laufenden Betrieb anfallenden Berge zur *Vermeidung von Halden* von Bedeutung sein.

Welche dieser vier Aufgaben oder Zwecke des Bergeversatzes im Einzelfall im Vordergrund steht, ist sehr unterschiedlich. Die beiden erstgenannten Aufgaben — Beherrschung der Gebirgsdruckwirkungen und Schaffung einer Arbeitsplattform — sind im wesentlichen abbautechnisch-sicherheitlicher Art. Bei den letztgenannten Zwecken — Geringhaltung unter- und übertägiger Bergschäden sowie die Art der Unterbringung im Betrieb anfallender Bergemengen — sind in der Regel allein wirtschaftliche Gesichtspunkte entscheidend, d. h. man wird, falls abbautechnische und sicherheitliche Gründe keine Rolle spielen, zum Einbringen von Versatzbergen nur dann greifen, wenn diese Maßnahme im Vergleich zu anderen, insbesondere zu Bruchbau, die billigere ist.

112. — Vorteile und Nachteile des Bergeversatzes. Von Vorteil ist der Bergeversatz immer dann, wenn er die in der vorigen Ziffer genannten technischen und wirtschaftlichen Zwecke erfüllt. Weitere Vorteile können im Steinkohlenbergbau noch dadurch eintreten, daß vielfach der Gang der Kohle etwas besser ist als bei Bruchbau und die Stempeldichte geringer sein kann. Der Bergeversatz weist jedoch auch Nachteile auf. Einer dieser Nachteile besteht in der Abhängigkeit zwischen Gewinnen und Ver-

setzen. So kann bei manchen Abbauverfahren die Gewinnung nur in dem Maße fortschreiten, wie der Versatz täglich folgt. Ein weiterer Nachteil des Bergeversatzes ist die mit ihm verbundene Staubentwicklung. Die Auswertung von Messungen in Abbaubetrieben des Steinkohlenbergbaus ergab, daß der Anteil an gefährlichem Feinstaub bei Blasversatz am größten ist. Weit geringer ist er bei Sturzversatz und Blindortversatz, während er bei Handvollversatz und Bruchbau am niedrigsten zu sein scheint[1].

Hinsichtlich der Unfallgefahr bestehen zwischen Vollversatz und Bruchbau nur geringe Unterschiede. Während der Bruchbau etwa 12% mehr tödliche Unfälle aufweist als der Vollversatz, hat dieser umgekehrt eine 10—12% höhere Gesamtunfallzahl[2]. Diese Angaben umfassen jedoch nur die Arbeiten im Streb. Werden also noch die beim Zuführen und Kippen der Berge auftretenden Unfälle erfaßt, so dürfte die Unfallgefahr bei Vollversatz größer sein als bei Bruchbau.

Zuweilen wird als Nachteil des Bergeversatzes auch geltend gemacht, daß mit ihm beim Strebbau in flachgelagerten oder mäßig geneigten Flözen das Hangende weniger gut zu beherrschen ist, die Beschaffenheit des Hangenden bei Bruchbau also besser ist. Es kann dies im Einzelfall zutreffen, darf aber nicht verallgemeinert werden.

113. — Ausgeglichene und nicht ausgeglichene Bergewirtschaft. Werden auf einer Zeche alle unter Tage und in der Aufbereitung anfallenden Berge versetzt und herrscht weder Bergemangel noch Bergeüberschuß, so besteht eine ausgeglichene Bergewirtschaft.

Besteht dagegen Bergemangel, der durch Beziehen von Fremdbergen behoben werden muß, so spricht man von nicht ausgeglichener Bergewirtschaft. Das gleiche trifft bei Bergeüberschuß zu.

Zechen, die nur oder vorwiegend steil einfallende Flöze bauen, haben keine Wahl hinsichtlich der Gestaltung ihrer Bergewirtschaft. Sie müssen Abbauverfahren mit Bergeversatz anwenden. Zechen dagegen, die hauptsächlich oder teilweise flachgelagerte Flöze haben, können Strebbruchbau oder Strebversatzbau in mehr oder weniger großem Umfang anwenden und haben infolgedessen die Möglichkeit, eine ausgeglichene Bergewirtschaft herbeizuführen. Spruth[3] gelangt zu dem Ergebnis, daß Vollversatz zwar höhere Kosten im Streb verursacht als der Strebbruchbau, daß aber, wenn die höhere Gewinnungsleistung beim Vollversatz, die niedrigeren Ausbaukosten sowie die Kosten für Zutagefördern und Stürzen der Berge auf Halde berücksichtigt werden, im Endergebnis der Vollversatz doch wirtschaftlicher ist als Bruchbau mit Kippen der Berge auf Halde. Für die Verhältnisse des Aachener Reviers, die grundsätzlich auch für manche Ruhrzeche zutreffen, stellt abweichend davon Fettweis[4] fest, daß Bruchbau mit Stürzen der Berge auf Halde und eine beschränkte Anwendung

[1] Breuer, H.: Ergebnisse des betrieblichen Staubmeßverfahrens im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1956 S. 1009.

[2] Rauer, G.: Die Unfallhäufigkeit bei Bruchbau und bei Vollversatz. Glückauf 1953 S. 359.

[3] Spruth, F.: Vollversatz oder Bergehalde? Glückauf 1950 S. 237.

[4] Fettweis, G.: Ist ausgeglichene Bergewirtschaft immer die wirtschaftlichste Lösung? Glückauf 1951 S. 209; — ferner G. Rauer: Ist ausgeglichene Bergewirtschaft immer die wirtschaftlichste Lösung? Glückauf 1951 S. 931.

von Versatz, also eine unausgeglichene Bergewirtschaft, zu niedrigeren Kosten führen kann als Vollversatz bei ausgeglichener Bergewirtschaft. Zu ähnlichen Ergebnissen kommt man im Bergbau Hollands und der belgischen Campine. Auch die Menge der anfallenden Berge spielt eine wichtige Rolle, da sich mit zunehmendem Bergeanfall das Verhältnis der Wirtschaftlichkeit zwischen den genannten Arten der Bergewirtschaft zuungunsten der ausgeglichenen Bergewirtschaft verschiebt. Dies trifft besonders für Zechen zu, die bei niedriger mittlerer Flözmächtigkeit einen großen Bergeanfall haben.

Die Frage der Zweckmäßigkeit ausgeglichener oder nicht ausgeglichener Bergewirtschaft muß folglich in jedem Einzelfall geprüft werden.

114. — Kennzahlen für den Bergebedarf[1]. Für die Planung von Versatzbetrieben ist es wichtig zu wissen, welche Bergemengen der durch den Abbau entstandene Hohlraum zu seiner Verfüllung erfordert. Diese Menge ist stets kleiner als der Raum, den die anstehende Kohle eingenommen hat. Hierfür ist eine Reihe von Gründen maßgebend. Einmal verkleinert sich der zu versetzende Raum in der Zeitspanne, die zwischen Hereingewinnen der Kohle und Einbringen des Versatzes liegt. Die Mächtigkeitsverringerung erfolgt durch eine Vorabsenkung des Hangenden und auch durch ein Quellen des Liegenden. Sie kann 5—20 cm betragen und ist in der flachen Lagerung größer als in der steilen und bei Tonschiefer stärker als bei Sandstein. Bei sehr geringer Flözmächtigkeit und flacher Lagerung ist zudem das Einbringen wegen schlechter Bewegungsmöglichkeit der Versatzhauer erschwert, und bei mächtigen Flözen ist es schwierig, den Versatz bis dicht unter das Hangende zu verfüllen. Auch ist mit Maschinen eingebrachter Versatz etwas dichter als Handversatz und der Versatz in steiler Lagerung dichter als in flacher Lagerung.

Einen verbindlichen Wert für den Versatzbedarf anzugeben, der alle diese Einflußgrößen erfaßt, ist nicht möglich. Deshalb wird zweckmäßig eine Kennzahl gewählt, die für die einzelnen Betriebe leicht ermittelt werden kann und zumeist auch bekannt ist. Als solche ist der „Verfüllungsgrad" geeignet:

$$\text{Verfüllungsgrad} = \frac{\text{eingebrachte Wagen Berge}}{\text{geförderte Wagen Kohlen}}.$$

Sofern nur ein Teil des Strebes versetzt wird, muß dieses bei der Ermittlung des Verfüllungsgrades berücksichtigt werden. Bei verschiedenen Wagengrößen für Kohlen- und Bergeförderung ist über den Rauminhalt umzurechnen, wobei für Bergewagen eine etwa 15%ige Minderfüllung zu berücksichtigen ist. Auch müssen Berge aus dem Streckenvortrieb, aus Bergemitteln oder Flözstörungen, die im Streb versetzt werden, zu den „eingebrachten Wagen Berge" hinzugezählt werden.

Der Verfüllungsgrad ist um so größer, je feinkörniger die Versatzberge sind. Auch ist bei größerem Abbaufortschritt und bei wenig nachgiebigem Ausbau mit einem höheren Verfüllungsgrad zu rechnen. Er liegt bei allen Versatzverfahren, mit Ausnahme des Spülversatzes, zwischen 0,4 und 0,7 und beträgt meist 0,55—0,6.

[1] Rauer, G.: Grundbegriffe und Richtwerte für den Bergeversatz und die Bergewirtschaft. Glückauf 1951 S. 437.

Für die Güte des Versatzes, d. h. den Widerstand, den der Versatz der Absenkung des Hangenden entgegensetzt, ist der Verfüllungsgrad kein Maß. Auch die Versatzdichte vermag die Tragfähigkeit des Versatzes nicht anzugeben. So werden grobe, zum größten Teil aus Sandstein bestehende Querschlagberge, die einen wenig dichten Versatz und auch einen niedrigen Verfüllungsgrad ergeben, einen wesentlich früheren und stärkeren Widerstand der Absenkung des Hangenden entgegensetzen als beispielsweise Waschberge. Der Versatz ist also um so besser, je früher er das Hangende trägt und je geringer dessen Gesamtabsenkung ist. Deshalb wird zweckmäßig als Wert für die Güte und Tragfähigkeit des Versatzes der „Mächtigkeitsschwund" gewählt, der in Prozent die Verringerung der ursprünglichen Flözmächtigkeit nach Beendigung des Setzens des Hangenden angibt. Für flache und halbsteile Lagerung kann der Mächtigkeitsschwund für Handversatz mit 45% und für den im allgemeinen tragfähigeren mechanischen Versatz mit 40—50% angenommen werden. In steiler Lagerung ist ebenfalls mit 45% zu rechnen. Diese Werte sind Mittelwerte, die im Betrieb um 10—15% höher oder tiefer liegen können. Von Einfluß auf den Mächtigkeitsschwund ist nicht nur das Versatzverfahren, sondern auch die Sorgfalt des Einbringens und die Art des Versatzmaterials.

Haufwerk	Spez. Gewicht γ (t/fm³)	Schüttgewicht G (t/rm³)	Schüttungszahl S (rm³/fm³)
Förderkohle	1,5 (1,3—1,6)	1,0 (0,9 —1,05)	1,50 (1,4—1,6)
Sandstein	2,3 (1,9—2,65)	1,05 (0,85—1,25)	2,25 (2,0—2,5)
Sandschiefer	2,7 (2,6—2,77)	1,55 (1,35—1,80)	1,75 (1,5—2,0)
Tonschiefer	2,8 (2,7—2,84)	1,95 (1,85—2,0)	1,45 (1,4—1,5)
Querschlagberge	2,6 (2,3—2,7)	1,45 (1,2 —1,7)	1,8 (1,7—2,3)
Brechberge	—	1,6 (1,5 —1,87)	—
Waschberge (trocken)	—	1,5 (1,4 —1,6)	—
Waschberge (naß)	—	1,9 (1,8 —2)	—
Kies, Sand (trocken)	—	1,85	—
Kies, Sand (feucht)	—	2,1	—
Kesselasche	—	0,9 (0,7—1)	—

Die Zahlen in Klammer geben die möglichen Schwankungen an.

Bei der Errechnung der Bergemengen, die im Grubenbetrieb oder auch über Tage gewonnen werden, muß die Tatsache in Betracht gezogen werden, daß Haufwerk, also geschüttetes Gestein, einen größeren Raum einnimmt als anstehendes Gestein. Die Zahl, mit der das Raummaß des anstehenden Gebirges multipliziert werden muß, um den Raumbedarf des aus ihm gewonnenen Haufwerks zu ermitteln, wird *Schüttungszahl* genannt und hat die Dimension Raum- (Schütt-) Kubikmeter je Festkubikmeter (rm³/fm³). Sie ist je nach der Gesteinsart infolge der wechselnden Korngröße und Kornzusammensetzung des aus ihr gewonnenen Haufwerks verschieden, jedoch immer größer als 1. Für die Ermittlung der Förderarbeit in der Bergewirtschaft muß dagegen das *Schüttgewicht* herangezogen werden, welches das Gewicht eines Raum- (Schütt-) Kubikmeters angibt, also in t/rm³ ausgedrückt wird. Es ist ebenfalls nach Gesteinsarten verschieden und vor allem von der Korngröße des Haufwerks in starkem Maße abhängig. Je größer die Korngröße ist, desto höher ist auch das Schüttgewicht. Schließlich ist noch das *spezifische Gewicht* des Gesteins in t/fm³ zu erwähnen.

Für ein und dasselbe Gestein ergibt sich zwischen den drei Werten die Beziehung:

$$\text{Schüttungszahl } (S) = \frac{\text{spezifisches Gewicht } (\gamma)}{\text{Schüttgewicht } (G)}.$$

Für die wichtigsten Haufwerke sind die Werte in vorstehender Zahlentafel[1] (S. 315) zusammengestellt.

115. — Die Kosten der Versatzverfahren und des Strebbruchbaues im Ruhrbergbau. In der nachstehenden Zahlentafel sind die durchschnittlichen Kosten sowie der durchschnittliche Schichtenaufwand der Versatz-

Schichtenaufwand und Kosten der Versatzverfahren je 100 t verwertbare Förderung im Ruhrbergbau 1956[2]

	Vollversatz				Blind- und Bergeortversatz	Bruchbau
	in flacher und halbsteiler Lagerung			in steiler Lagerung		
	von Hand	Blasversatz	Schleuderversatz	Sturzversatz		
Schichtenaufwand Sch/100 t . . .	8,0	5,0	4,0	6,5	9,0	5,5
1. *Kosten im Streb*						
Löhne . . . . . DM	280	175	145	230	320	195
Material, Maschinenmieten DM	35	60	45	13	20	20
Energie . . . . . DM	20	55	10	2	5	—
Sonderaufwand für Ausbau und erschwerte Kohlengewinnung . . . . . DM	—	—	—	—	—	35
2. *Förderkosten zum Streb*						
In Abbaustrecken . . . DM	55	55	55	55	—	—
In Hauptstrecken . . . DM	40	40	40	40	—	—
Summe der *sicheren Kosten* (Ziff. 1 und 2) . . . . . DM	430	385	295	340	345	250
3. *Mögliche Kosten*						
Förderung in Blindschächten . . . . . DM	55	55	55	55	—	—
Brechen von Bergen . . DM	70	70	70	70	—	—
Ankauf und Transport von Bergen über Tage zur Hängebank . . . . . DM	270	270	270	270	—	—
Heben von Bergen im Schacht . . . . . DM	—	—	—	—	40	40
Abtransport und Stürzen von Bergen über Tage. . DM	—	—	—	—	165	165
Gesamtsumme der *sicheren* und *möglichen Kosten* (Ziff. 1, 2 und 3) . . . . . DM	825	780	690	735	550	455

[1] Nach Taschenkalender für Grubenbeamte des Steinkohlenbergbaus. Düsseldorf: Karl Marklein Verlag 1956.

[2] Nach freundlicher Mitteilung von Dipl.-Ing. RAUER, Steinkohlenbergbauverein.

verfahren und des Bruchbaus wiedergegeben, wie sie 1956 für den Ruhrbergbau ermittelt wurden. Aus ihr geht hervor, daß keinesfalls nur der Schichtenaufwand im Abbaubetrieb, also die Lohnkosten, berücksichtigt werden dürfen, sondern außerdem die Kosten für Material und Energie sowie die Versatzförderkosten in Haupt- und Abbaustrecken. Diese Kosten treten immer auf. Sie werden *sichere* Kosten genannt und sind bei Bruchbau und Schleuderversatz am niedrigsten. Etwa 20% höhere Kosten verursachen der Sturzversatz und der Blindortversatz, während Blasversatz und Handvollversatz rd. 50% höhere sichere Kosten aufweisen. Hierzu treten im Einzelfalle die sog. *möglichen* Kosten. Für die Vollversatzverfahren sind das z. B. die Kosten für das Brechen der Berge, die Förderkosten in Blindschächten oder die Kosten etwa notwendiger Fremdberge. Bei Anwendung von Bruchbau oder Blindortversatz wird dagegen die Bergewirtschaft durch das Heben der Berge im Schacht sowie durch die im Haldenbetrieb auftretenden Kosten belastet. Wenn nun die möglichen und sicheren Kosten zusammen betrachtet werden, stellt sich heraus, daß Bruchbau und Blindortversatz am billigsten sind, während die Vollversatzverfahren in der Reihenfolge Schleuderversatz, Sturzversatz, Blasversatz und Handvollversatz um 40—70% teurer sind. Natürlich dürfen die möglichen Kosten nicht der gesamten Bergeversatzmenge, sondern nur dem Anteil der Berge, an dem sie auftreten, zugerechnet werden. Werden z. B. wenig oder keine Fremdberge gekauft, so verringern sich die Kostenunterschiede zwischen Bruchbau, Schleuderversatz, Sturzversatz und Blasversatz erheblich. Die Kosteneinsparungen, die gegebenenfalls bei Vollversatz durch besseren Gang der Kohle sowie durch geringere Stempeldichte eintreten, sind hier nicht berücksichtigt, da sie sehr verschieden sein können.

B. Beschaffen und Fördern der Berge

116. — Beschaffung der Versatzberge[1]. Bei den zu beschaffenden Versatzbergen handelt es sich um erhebliche Mengen, auch wenn man berücksichtigt, daß vor Einbringung des Versatzes bereits eine Absenkung des Hangenden von etwa 5—20 cm eintritt. Wenn in überschlägiger Rechnung angenommen wird, daß in Vollversatzbetrieben je Tonne verwertbare Förderung auch rd. 1 t Versatzberge erforderlich sind, so mußten im Ruhrgebiet 1955 bei einer Förderung von 121 Millionen t und einem Anteil der Vollversatzverfahren von 56,7% an der Gesamtförderung $0{,}567 \cdot 121 =$ rd. 68 Millionen t Versatzberge gewonnen, gefördert und versetzt werden.

Die Berge können Eigen- oder Fremdberge sein. Zweckmäßig faßt man unter *Eigenbergen* alle diejenigen Bergemengen zusammen, die im laufenden Unter- und Übertagebetrieb anfallen. *Fremdberge* sind dagegen solche, die von außen dem Betrieb zugeführt werden. Dies kann von der eigenen Halde, von anderen Gruben, von Hüttenwerken (granulierte Schlacke) und von untertägigen Bergegewinnungsbetrieben geschehen. Bei Anwendung von Spülversatz spielen übertägige Sandgewinnungsstätten eine große Rolle.

[1] Fritzsche, C. H.: Die Bergeversatzwirtschaft des Ruhrkohlenbergbaus. Glückauf 1929 S. 221; — ferner G. Rauer: Bergeversatz und Bergewirtschaft im Ruhrbergbau an der Jahreswende 1951/52. Glückauf 1952 S. 551.

Untertägige Eigenberge sind vorwiegend die in der Ausrichtung, der Vorrichtung und bei Unterhaltungsarbeiten gewonnenen Berge. Berge aus Bergemitteln in der Lagerstätte oder aus Nachfallschichten haben im Steinkohlenbergbau für das unmittelbare Versetzen sehr an Bedeutung verloren, da sie mehr und mehr mitgefördert statt ausgehalten werden. Sie werden dann in der Aufbereitung gewonnen. Für andere Bergbauzweige sind sie jedoch wichtig, so z.B. die ausgehaltene taube Gangart auf Erzgängen.

Die von über Tage der Grube zugeführten Versatzberge sind in der Hauptsache die Wasch- und Leseberge. Ihr Anteil am Gesamtbedarf von rd. 57 t je 100 t verwertbarer Förderung hat im Ruhrkohlenbergbau sehr zugenommen und beläuft sich auf etwa 50%. Auch kann gut ausgebrannte Kesselasche als Versatzgut dienen. Den Wasch- und Lesebergen der Steinkohlen- und Erzgruben entsprechen im Kalibergbau die Rückstände der Chlorkaliumfabriken, die häufig einen bedeutenden Prozentsatz der Förderung (auf Hartsalzwerken bis 70%) ausmachen und dann zum Versatz ausreichen.

Unter Tage fallen Berge bei der Auffahrung der Ausrichtungsbaue an, beim Abbaustreckenvortrieb sowie in geringem Maße bei den Unterhaltungsarbeiten. Bei der Unterhaltung der Abbaustrecken und Ortsquerschläge kann mit einem Bergeanfall von 0,9 t je MS und bei der Unterhaltung der Ausrichtungsbaue mit einer Bergemenge von 0,6 t/MS im Durchschnitt gerechnet werden. Im Durchschnitt des Ruhrbergbaus fallen unter Tage 21 t Berge je 100 t verwertbarer Förderung an. Weitere 6 t werden von eigenen Halden oder von auswärts bezogen.

Erz- und Kaligruben müssen mehr oder weniger große Bergemengen unter Tage eigens gewinnen. Nach altem Brauch nennt man zur Bergegewinnung hergestellte Grubenbaue Bergemühlen. Im Erzbergbau legt man sie im Hangenden der Abbauräume nach Möglichkeit so an, daß die gewonnenen Berge unmittelbar in den zu versetzenden Raum rutschen. Auf der Bleizinkgrube *Trepča* (Jugoslawien) wird das erforderliche Bergematerial sogar aus im Nebengestein angelegten Blockbruchbauen (s. S. 308) gewonnen[1]. Im Kalibergbau werden zuweilen Kammern im liegenden „Älteren Steinsalz" aufgefahren und das gewonnene Steinsalz in den „Kalifirsten" versetzt.

Bergwerke, die sehr mächtige Lagerstätten abbauen und ohne Versatz überhaupt nicht auskommen können, sehen sich, wenn die Bergemengen des laufenden Betriebes nicht ausreichen, zur Einrichtung besonderer Betriebe für die Gewinnung von Fremdbergen genötigt. Diese können über oder unter Tage geschaffen werden. Über Tage sind als solche Steinbrüche bekannt, in denen das Versatzgut gewonnen und, wie zumeist auf Erzbergwerken, in Rollöchern in die Grube gestürzt wird. Mit Spülversatz abbauende Gruben gewinnen ihre Versatzberge in Sand- oder Kiesgruben.

117. — Das Brechen der Berge unter Tage[2]. Mit der Zunahme der mechanischen Versatzverfahren hat sich immer mehr die Notwendigkeit ergeben, auf-

[1] GLUSCEVIC, B.: Die Bergtechnik auf der Blei-Zink-Erzgrube Trepča in Jugoslawien. Erzmetall 1956 S. 373.

[2] SMITS, L.: Bergebrechanlagen unter Tage. Glückauf 1949 S. 777; — ferner H. BUSS: Die Versatzwirtschaft der Prosper-Zechen, die Bergebrechanlage unter Tage und die damit verbundene Kohlengewinnung. Glückauf 1954 S. 885.

bereitetes, d. h. Versatzgut mit einer bestimmten oberen Korngröße zu verwenden. Der Sturzversatz in der steilen Lagerung erfordert zwar nicht unbedingt ein aufbereitetes Versatzgut. Jedoch hält man auch hier, insbesondere in großen Schrägbaubetrieben, die Zerkleinerung der Berge für zweckmäßig, weil der Ausbau beim Einbringen geschont wird, die Berge leichter einzubringen sind, die Bergeböschung sich besser ausbildet und, wenn sie zur Abförderung der Kohle benutzt wird, weniger Anlaß zu Kohlenverlusten gibt.

Es besteht grundsätzlich die Möglichkeit, die Bergebrechanlage über oder unter Tage zu errichten. Der Anteil der über Tage gebrochenen Berge (Leseberge, Fremdberge) ist gering. Man zieht das untertägige Bergebrechen vor, um die Schacht- und Füllortförderung zu vereinfachen und zu entlasten und vor allem die Kosten für das Zutageheben der Berge einzusparen.

Den Standort der Bergebrechanlage unter Tage wählt man am zweckmäßigsten in der Nähe des Hauptförderschachtes auf der Hauptfördersohle, weil hier die Gestein- und Abbaustreckenberge der gesamten Grube zusammenkommen und die gebrochenen Berge zusammen mit den von über Tage eingehängten Bergen ihren Weg zu den Versatzbetrieben nehmen können. Die Bergebrechanlage muß also an einem Förderknotenpunkt liegen. Außerdem ist hier auch die vom einziehenden Wetterstrom getrennte Abführung des in der Brechanlage entstehenden Staubes leicht möglich, indem eine Verbindung zur Wettersohle oder zum Wetterschacht hergestellt wird. Schließlich hat dieser Standort noch den Vorteil, daß die Anlage kaum von Abbaueinwirkungen beeinflußt wird.

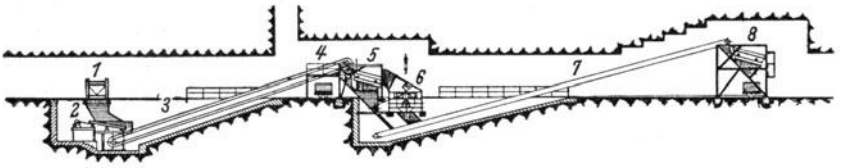


Abb. 281. Anordnung einer untertägigen Bergebrechanlage.
1 Kreiselwipper; — *2* Schubaufgabe; — *3* Plattenband; — *4* Lesebühne; — *5* Vorklassierung; — *6* Prallmühle; — *7* Transportband; — *8* Nachklassierung und Verladung

Als Zerkleinerungsmaschinen dienen neben Backen- und Kegelbrechern in zunehmendem Maße Prallmühlen. Bei den Backen- und Kegelbrechern verengt sich der Brechraum nach unten hin. Infolgedessen darf ein bestimmter Zerkleinerungsgrad, d. h. das Verhältnis der größten aufgegebenen Korngröße zur engsten Spaltweite oder zur gewünschten Austragskorngröße, nicht überschritten werden. Da aber die obere Korngröße der Grubenberge sehr schwankt, werden diese Maschinen im allgemeinen übergroß bemessen. Sie haben außerdem den Nachteil, daß sie groß und infolgedessen schwer zu transportieren sind und starke Fundamente benötigen. Auch sind im Austrag oft größere plattige Stücke („Fische") zu finden, die abgesiebt werden müssen, wenn das gebrochene Haufwerk als Blasversatzgut verwendet werden soll. Bei der Prallmühle treten diese Nachteile nicht auf. Auch ist sie gegen Fremdkörper im Brechgut, z. B. Holz, Eisenteile u. a., ziemlich unempfindlich. Lediglich für das Zerkleinern sehr harten Sandsteines ist die Prallmühle weniger geeignet, weil die Reparatur- und Verschleißkosten dann wesentlich höher als bei anderen Brecherbauarten liegen können.

Die Vorabsiebung des Kornes unter 80 mm Korngröße geschieht am zweckmäßigsten mit einem Schnellschwingsieb. Als Kurbelaufgabesieb kann es zugleich die regelmäßige Beschickung des Brechers übernehmen. Dies ist erforderlich, damit die im Kreiselkipper entleerten Wagen nicht stoßweise den Brecher beaufschlagen und überlasten. Auch haben sich Schubaufgaben, langsam laufende Plattenbänder oder Rütteltische als Beschickvorrichtung gut bewährt. Als Fördermittel in der Bergebrechanlage sind Gummigurtförderer oder Kastenbänder, letztere bei größerem Ansteigen, geeignet. Abb. 281 gibt die Anordnung einer Bergebrechanlage mit Prallmühle wieder.

Auf eine Entstaubung der Bergebrechanlage ist besonderes Augenmerk zu richten. Man wird eine Trockenabsaugung mit Niederschlagung des Staubes in Zyklonen oder anderen Vorrichtungen vorsehen und außerdem an starken Staubquellen noch zusätzlich Wassersprühdüsen anbringen.

Die Durchsatzleistung von Bergebrechanlagen richtet sich nach der Brecherleistung und diese wiederum nach der Größe des Brechers. Im allgemeinen belaufen sich die Durchsatzleistungen auf 70—100 t je Stunde, in Einzelfällen auch auf 150—200 t. Je nach der Größe der Anlage und dem Anteil harten Sandsteins am Brechgut sind die Brechkosten verschieden. Sie schwanken zwischen 0,60 und 1,10 DM/t gebrochener Berge.

118. — Schachtförderung. Das Fördern der Berge in die Grube kann mittels Gestellförderung, Gefäßförderung oder durch seigere Stetigförderer geschehen. Am verbreitetsten ist die Gestellförderung, bei der unter Einsparung von Energie die gefüllten Bergewagen im Gegenstrom zur Kohle eingehängt werden. Die Verwendung von Großförderwagen ist dann allerdings erschwert, da es nicht zweckmäßig ist, die gleichen Wagen für Kohlen- und Bergeförderung zu benutzen. Infolgedessen kann der Einsatz von besonderen Bergewagen erforderlich werden, wobei der Nachteil der geringeren Wagenausnützung und eines größeren Lokomotivparks durch straffe Fahreinteilung möglichst gering zu halten gesucht wird. Die Gefäßförderung hat für Kohlen und auch für Berge in letzter Zeit etwas stärkere Verbreitung gefunden. Da die Förderung von Kohlen und Bergen in ein und demselben Gefäß Schwierigkeiten bereitet, ist eine zweite Schachtförderung erforderlich. Sie kann, da sie für Bergeförderung nur wenig Raum beansprucht, in einem ungenutzten Nebentrum des Schachtes eingerichtet oder mit einer Gestellförderung für Seilfahrt und Material verbunden werden. Da die Schachtförderung keine Wagen benötigt, ist die Streckenförderung von ihr unabhängig, vor allem dann, wenn bei Gefäßförderung für ausreichende Bunkermöglichkeit gesorgt ist, so daß sich Betriebsstörungen nur wenig auf die nachfolgenden Fördereinrichtungen auswirken.

Seigere Stetigfördermittel, also Bergefalleitungen, Wendelrutschen oder Bergefalltreppen weisen ähnliche Vorteile wie die Gefäßförderung auf. Sie beanspruchen zudem wenig Platz im Schacht und entlasten die Füllort- und Hängebankförderung merklich. Allerdings bereiten Bergewendelrutschen und Bergefalltreppen für größere Teufen Schwierigkeiten und müssen daher unterteilt werden. Auch tritt in Bergefalleitungen eine merkliche Zerkleinerung der Berge ein, wodurch z. B. ihre Blasfähigkeit beeinträchtigt wird.

119. — Die Förderung der Berge zu den Abbaubetrieben[1]. Die Art der Verteilung der Versatzberge und ihre Zuführung zu den einzelnen Betriebspunkten richtet sich nach der Länge der Förderwege und der Höhe der Förderkosten, vor allem aber nach den in Betracht kommenden Gesamtmengen sowie der Höhe des von über Tage stammenden Anteils. Auch die für die Kohlenförderung benutzten Mittel spielen in diesem Zusammenhang

[1] Wussow, D.: Gedanken zur Abbaustreckenförderung in steiler Lagerung. Glückauf 1956 S. 1158; — ferner H. Rolshoven: Förderung in steil gelagerten Flözen. Glückauf 1950 S. 149; — ferner F. Scheer: Betriebszusammenfassung in steiler Lagerung mit Hilfe der Bandzugförderung Hemscheidt-Grebe auf der Zeche Königsborn 3/4. Glückauf 1953 S. 389.

eine Rolle. Je nach dem Weg, den das Versatzgut nimmt, gibt es drei grundsätzliche Lösungen:

1. Die Verteilung der Berge von der Fördersohle über die einzelnen Blindschächte zu den oberen Abbaustrecken (Abb. 282, oben links).

2. Die Verteilung der Berge vom Schacht aus über die Wettersohle durch Blindschächte oder Rollöcher nach unten (Abb. 282, oben rechts).

3. Die Förderung der Berge über die Fördersohle und Hochförderung in einigen wenigen Sammelblindschächten zur Wettersohle und ihre Verteilung nach unten wie bei 2 durch Blindschächte oder Rollöcher (Abb. 282, unten).

Die Verteilung der Berge von der Fördersohle über die einzelnen Blindschächte zu den oberen Abbaustrecken ist im westdeutschen Steinkohlenbergbau noch sehr verbreitet. Die Zusammenfassung der Förderung auf einer Sohle und eine in den letzten Jahren zugenommene Einschränkung in der Verwendung fremder Berge haben es vielfach nicht ratsam erscheinen

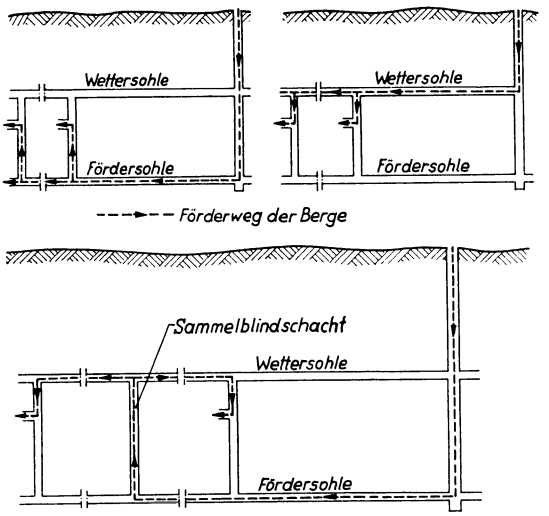


Abb. 282. Beispiele für die Zufuhr der Berge über die Wettersohle und über die Fördersohle

lassen, auf der Wettersohle noch eine besondere Hauptstreckenförderung für den Versatz in Betrieb zu halten. Es würde dies höhere Unterhaltungskosten der Wettersohle sowie einen großen Lokomotiv- und Wagenpark erfordern, während bei einer Gegenstromförderung von Kohlen und Versatzbergen der Wagen- und Lokomotivpark kleiner gehalten werden kann, da keine oder aber weniger Leerfahrten stattfinden. Nachteilig dabei ist, daß die Blindschächte mit stärkeren Häspeln ausgerüstet werden müssen, als es die übrigen Förderaufgaben erforderlich machen würden. Auch ist es unvorteilhaft, daß die Berge nicht in Bunkern gespeichert werden können, weshalb vielfach die Förderwagen zur Bunkerung herangezogen werden müssen.

Sind mehrere Fördersohlen in Betrieb, so ergibt sich zwanglos die Möglichkeit, einem Teil der Betriebspunkte Versatzberge über die nächstobere Sohle zuzuführen. Ist jedoch die obere Sohle nur Wettersohle, so ist nicht nur eine Hauptstreckenförderung auf dieser Sohle für Berge und Material aufrecht zu erhalten, sondern auch eine Schachtförderung bis zur Wettersohle, es sei denn, daß seigere Stetigförderer der Bergeförderung im Schacht dienen. In keinem dieser beiden Fälle kann das Gewicht der eingehängten Berge zum Heben der Kohlen, d. h. zur Energieeinsparung ausgenutzt werden. Andererseits ist jedoch der Vorteil nicht zu verkennen, daß die Kohlenförderung von der Bergeförderung getrennt ist und beide sich gegenseitig nicht stören. Es wird dadurch die Möglichkeit gegeben, für die Kohlenförderung Großraumwagen und für die Bergeförderung ebenfalls Großraumwagen in Form von Seiten- oder Bodenentleerern zu verwenden. Die Abwärtsförderung der Berge im Blindschacht wird dann zweckmäßig nicht auf Gestellen, sondern in obengenannten seigeren Stetigförderern vorgenommen. Es werden auch Bergerollöcher benutzt, aus denen die Berge nach Belieben abgezogen und verteilt werden können. Bei dieser Art der Bergeförderung können sowohl am Hauptförderschacht als auch in der Nähe der Betriebspunkte Bergebunker angelegt werden, weil an diesen Punkten die Berge an das jeweils nächste Fördermittel übergeben werden. Die Notwendigkeit, Wagen zur Bunkerung von Bergen zu benutzen, entfällt. Die Berge dagegen an wenigen Hauptblindschächten zu sammeln und sie in diesen zur Wettersohle hoch zu fördern bedeutet, die Nachteile des ersten Verfahrens zu mildern, allerdings auch die Vorteile des zweiten zu verringern. Trotzdem wird von dieser Lösung auf zahlreichen Zechen Gebrauch gemacht. In der Hauptstreckenförderung ist es dabei möglich, die Vorteile der Gegenstromförderung und das Vorhandensein nur einer Hauptfördersohle auszunutzen. Die Zwischensohlenförderung kann durch Anwendung der Gefäßförderung leistungsfähig eingerichtet und der obere Anschlag so ausgebildet werden, daß Bandförderung oder Wagenförderung möglich ist. Die Möglichkeit der Anordnung von Bunkern im Förderfluß ergibt sich bei Gefäßblindschächten zwangsläufig, so daß auch hier Reserven im Falle von Förderstockungen vorhanden sind und die Förderwagen schnell entleert werden können.

120. — Zwischensohlenförderung. Die Wahl des Zwischensohlenfördermittels für Versatzberge hängt in starkem Maße von der Art der Kohlenförderung ab. Wird für diese Gestellförderung bevorzugt, so werden auch die Berge zumeist mit dem Gestell gefördert. Bei Abwärtsförderung der Kohlen in Wendelrutschen werden dagegen die Berge am besten mit Gefäßen gehoben, dies vor allem, wenn eine große Förderleistung gefordert wird, wie z. B. bei Sammelblindschächten. Die Gefäßförderung hat in der Zwischensohlenförderung den Vorteil, daß von ihr sowohl von Förderwagen als auch von Bändern die Weiterförderung der Versatzberge übernommen werden kann. Müssen die Berge abwärts gefördert werden, so stehen neben der Gefäß- und Gestellförderung die schon erwähnten seigeren Stetigförderer zur Auswahl. Für die Zwischensohlenförderung kommen zusätzlich noch der im Blindschacht eingebaute Stahlbunker in Betracht, der allerdings nur für Teufen bis 30 m zweckmäßig sein dürfte, sowie das Bergerolloch, das als Aufhauen oder als Großbohrloch hergestellt werden kann.

Wenn von der Hauptfördersohle nur wenig Höhenunterschied bis zum Abbaubetriebspunkt zu überwinden ist, kann die Aufwärtsförderung von Bergen schließlich noch durch Trogbandförderer in Förderbergen erfolgen. Die Aufwärtsförderung von Bergen ist, unabhängig von der Förderhöhe, mit Gefäßen billiger als mit Gestellen, während bis zu Höhen von 20—25 m die Förderung in Gesteinsbergen billiger ist. Für die Abwärtsförderung dürften die seigeren Stromfördermittel wirtschaftlicher sein als Gefäß- oder Gestellförderung.

121. — Abbaustreckenförderung[1]. In flacher Lagerung und auch vielfach in mäßig geneigter Lagerung, sofern hier Versatzmengen für eine tägliche Förderung von mehr als 200—300 t herangeschafft werden müssen, ist die Frage nach der zweckmäßigsten Bergeförderung zugunsten der Bandförderung entschieden. Es werden Gummigurt- oder Trogbandförderer benutzt, die beide leistungsfähig und betriebssicher sind, wobei eine gewisse Kurvengängigkeit des Trogbandförderers als Vorteil vor dem Gummigurtförderer zu erwähnen ist. In der steilen Lagerung haben sich neben der Bergeförderung in normalen Förderwagen und Kippen der Berge vor Ort in den letzten Jahren die Bergeförderung mit kurvengängigen Trogbandförderern und Bandzügen, die Förderung mit Seitenentleerer-Pendelzügen und schließlich — wenn auch selten — die Blasförderung eingeführt. Die Anwendung des einen oder anderen Verfahrens ist außer von der Förderlänge vor allem von der täglichen Fördermenge abhängig. So ist die Bergeförderung mit normalen Förderwagen, die von Häspeln oder Lokomotiven gezogen werden, nicht in der Lage, den für größere Betriebspunkte in der steilen Lagerung nötigen Bergebedarf für eine Förderung von 200—300 t/Tag in einer Schicht zu bewältigen. Die schnelle und sichere Zufuhr größerer Bergemengen ist aber gerade für den ungestörten Betriebsablauf von Großabbaubetriebspunkten in der steilen Lagerung unbedingte Voraussetzung.

Trogbandförderer und Bandzüge werden im allgemeinen bei einer Fördermenge über 200 m^3 je Tag billiger als die Blasförderung sein, die ebenso wie die Förderung mit normalen Förderwagen nur bei kurzen Förderlängen und bei geringen Fördermengen wirtschaftlich sein dürfte. Dieser Unterschied erklärt sich aus den hohen Kosten für Abschreibung und Verzinsung des Bandes im Vergleich zu den höheren, dem Förderweg proportionalen Energiekosten des Blasbetriebes. Die Förderung mit Selbstentleererwagen, die einen verhältnismäßig großen Streckenquerschnitt erfordert, verursacht etwa die gleichen Kosten wie die Bandförderung, sie hat vor dieser jedoch den Vorteil, daß sie sofort andere Betriebspunkte bedienen kann, wenn einer durch eine Störung ausfällt. Das investierte Kapital ist also nicht in einer Abbaustrecke gebunden, wie dies bei der Band- und Bandzugförderung der Fall ist.

122. — Elektronische Steuerung in der Bergeförderung. Wie in der übrigen Fördertechnik, so führt in der Bergeförderung die Entwicklung zu einer Fließförderung, die automatisch gesteuert wird. Die hierzu dienenden elektronischen

[1] Weddige, A.: Der Einsatzbereich für Förderwagen, Seitenentleerer, Bandzug- und Vollbandanlagen bei der Bergezufuhr in steiler Lagerung. Glückauf 1956 S. 1533.

Schaltgeräte sind *eigensicher*[1], d. h. die im Steuerkreis auftretende größte elektrische Leistung von höchstens 6 mW vermag Schlagwetter nicht zu zünden. Mithin bedürfen die Geräte keines weiteren Schlagwetterschutzes.

In der Bergeförderung kann z. B. die Füllung von Bunkern, insbesondere unter Falleitungen oder Falltreppen, auf diese Weise überwacht werden. Hierzu bringt man in bestimmter Bunkerhöhe eine oder mehrere Elektroden an, bei deren Berührung durch das Versatzgut Leuchtbilder oder Signalhupen dem Bedienungsmann an der Ladestelle die Bunkerfüllung anzeigen. Ein besonderer Mann zur Überwachung der Bunkerfüllung kann also eingespart werden. Abb. 283 zeigt die elektronisch gesteuerte Vollmeldeanlage eines Bergefalleitungsbunkers. Wird durch Beschickung des Bunkers die Elektrode berührt, so schaltet das elektronische Gerät (dUG 2 VTy-U) das Leuchtfeld „Voll" und die Signalhupe Hu ein. Der Bedienungsmann schaltet über die Abstelltaste die Hupe ab und benachrichtigt die Bedienung über Tage, die Bergezufuhr zu unterbrechen. Sofern diese durch ein Band vorgenommen wird, kann auch das Ein- und Abschalten des Bandes elektronisch erfolgen, wie es in Abb. 283 vorgesehen ist. Die Relais $R_1 R_2$ werden benötigt, um ein zu häufiges Ein- und Ausschalten der Anlage bei gefülltem Bunker und gleichzeitiger Beladung und Entnahme zu verhindern.

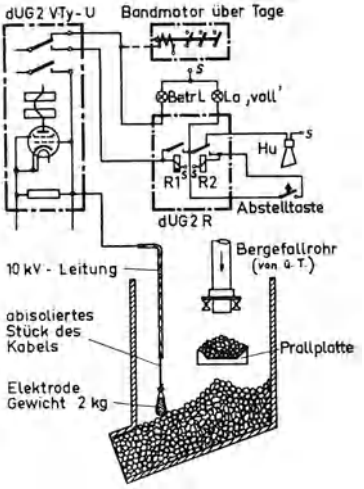


Abb. 283. Schaltbild der elektronischen Bunkerstandanzeige der Fa. Funke und Huster

In der Wirkungsweise ähnliche elektronische Schaltgeräte werden für Bergefalltreppen, für die vollautomatische Steuerung von Blindschachtgefäßfördereinrichtungen u. a. verwendet. Auch die Bandzugförderung, die bisher durch mechanische und Magnetschalter gesteuert wurde, läßt sich mit Hilfe der elektronischen Schaltung regeln[2].

C. Die Versatzverfahren

123. — Überblick. Bei *Vollversatz* wird der Abbauhohlraum vollständig mit Versatzmaterial verfüllt, gleichgültig, durch welches Verfahren dieses geschieht. Bei *Teilversatz* dagegen läßt man planmäßig Lücken im Versatz, so daß der Abbauhohlraum nur teilweise verfüllt wird. Diese Lücken können die Form langgestreckter Rechtecke haben oder mehr oder weniger quadratisch sein und streichend oder auch schwebend verlaufen. Die Hauptsache ist, daß es trotz dieser Lücken gelingt, die Dachschichten auf den Versatz zu legen und im wesentlichen bruchfrei abzusenken. Das Wesen des *Bruchbaus* besteht in dem planmäßigen Hereinwerfen der Dachschichten und durchaus nicht im teilweisen Versetzen. Die beim Bruchbau gelegentlich nachgeführten Rippen hatten Veranlassung zu der Bezeichnung Teilversatz gegeben. Sie sollten aber nach Möglichkeit vermieden werden, da sie das planmäßige Hereinbrechen der Dachschichten verhindern. Nur wenn die Rippen

[1] Curbach, H.: Bergeförderung mit Hilfe elektronischer Schaltgeräte. Signal- u. Fernmeldepraxis 1956 Heft 2, S. 1.

[2] Vogelsang, W.: Bandzugsteuerung. Signal- u. Fernmeldepraxis 1956, Heft 2 S. 10.

sehr dicht stehen und das Zubruchwerfen der Dachschichten eine untergeordnete oder keine Rolle mehr spielt, kann von Teilversatz gesprochen werden. So gehen Verfahren ineinander über, wo die Systematik eine scharfe Grenze setzt.

Im westdeutschen Steinkohlenbergbau war der Vollversatz mit einem Anteil von fast 60% an der Gesamtförderung von 1957 beteiligt und der Strebbruchbau mit einem Anteil von fast 40%. Der Teilversatz spielt nur eine geringe Rolle.

Von den Vollversatzverfahren hatte früher der *Handvollversatz* in der flachen und mäßig geneigten Lagerung die größte Verbreitung. Er ist jedoch in den letzten Jahren zugunsten des *Blasversatzes*, bei dem ein mehrschichtiges Versetzen und somit eine größere Förderung je Betriebspunkt möglich ist, stark zurückgegangen. In der mäßig geneigten Lagerung führt sich überdies mehr und mehr der *Fließversatz* ein. Das vorherrschende Vollversatzverfahren in der steilen Lagerung ist der *Sturzversatz*. Seine Leistungsfähigkeit ist von der Höhe der Bergezufuhr und vom Schluckvermögen des Abbaus abhängig. In einigen Fällen, vor allem um eine höhere Förderung je Betriebspunkt zu erzielen, hat sich auch Fließversatz bewährt. Von den Vollversatzverfahren ist noch der *Schleuderversatz* zu erwähnen, der mit nur 2% an der Gesamtförderung beteiligt ist. Er zeichnet sich zwar durch hohe Versatzleistungen und durch eine gewisse Unabhängigkeit von der Art und Korngröße der Versatzberge aus; jedoch ist seine Anwendung an das Vorhandensein eines Gummigurtförderers im Streb gebunden. Von den Teilversatzverfahren kommt praktisch nur der *Blindortversatz* in Frage.

Die *Bruchbauverfahren* sind keine Versatzverfahren im eigentlichen Sinne, weil bei ihnen keine Versatzberge — vom Streckendamm abgesehen — eingebracht werden. Sie sollen jedoch zur Kennzeichnung der Entwicklung Erwähnung finden. Mit einem Anteil von fast 40% an der Gesamtförderung des westdeutschen Steinkohlenbergbaus von 1957 und von 54% an der Förderung aus der flachen Lagerung besitzt der Bruchbau eine weite Verbreitung.

124. — Der Handvollversatz. Zufuhr und Kippen der Berge. Beim Handvollversatz werden die durch das Abbaufördermittel zugeführten Berge von Hand oder mit der Schaufel in den zu versetzenden Abbauhohlraum eingebracht. Im Steinkohlenbergbau früher sehr oft angewendet, hat er heute hier durch die zunehmende Verbreitung des Blasversatzes und des Bruchbaus an Bedeutung verloren. Der Anteil der aus Handvollversatz betrieben aus Flözen von 0—25^g Einfallen stammenden Förderung betrug 1955 im westdeutschen Steinkohlenbergbau nur noch rd. 4%. Der entsprechende Anteil für die Lagerungsgruppe von 25—40^g war rd. 12%. Im Eisen- und Metallerzbergbau wird der Handvollversatz z.B. beim Querbau angewandt.

Für die Leistungsfähigkeit des Verfahrens ist die der Bergeförderung in der Abbaustrecke von Bedeutung. Bei Verwendung eines Stetigfördermittels werden die Berge an einer ortsfesten Kippstelle aufgegeben und zum Streb gefördert. Die ortsfeste Kippstelle befindet sich am Eingang oder aber auch innerhalb der Abbaustrecke und folgt dann dem Streb in

größeren Abständen. Es werden dabei Kippleistungen von 400—500 Wagen je Schicht oder mehr erreicht. Die Bergezufuhr durch Förderwagen unterscheidet sich von der obigen dadurch, daß Kippstellen am oberen Ende der Abbaubetriebspunkte eingerichtet werden, die mit der Kohlenfront vorrücken. Sie werden daher, entsprechend dem Abbaufortschritt, täglich oder alle 2—3 Tage umgelegt. Sie erlauben eine Kippleistung bis zu 150 Wagen je Schicht, wenn der entleerte Wagen wieder zurückgeschoben wird, und bis etwa 250 Wagen je Schicht, wenn diese durch die Kippstelle durchgeschoben werden können.

125. — Einbringen des Versatzes. Zur Abbauförderung des Versatzes dient in der Hauptsache die Schüttelrutsche. Aus ihr läßt sich das Versatzgut mit der Schaufel gut entnehmen. Beim Band bestehen dagegen Schwierigkeiten. Sowohl die Entnahme mit der Schaufel als auch feste Abstreifer verursachen leicht Beschädigungen des Bandes. Trotzdem wird das Band des öfteren verwendet, weil es als Kohlenfördermittel der Schüttelrutsche vielfach vorgezogen wird.

Der Versatz kann streichend oder schwebend eingebracht werden. In der flachen Lagerung mit dem streichenden Strebbau als Abbauverfahren ist streichendes Einbringen gebräuchlich, während in mäßig geneigter Lagerung unter Benutzung fester Rutschen auch schwebend versetzt wird. In letzterem Fall wird entlang des Versatzfeldes ein Verschlag hergestellt, der ein Hereinrollen des frisch eingebrachten und daher noch lockeren Versatzes in den Arbeitsraum verhindern soll. Der Verschlag besteht aus Maschendraht oder bei feinkörnigem Versatzgut aus Versatzleinen oder anderen Geweben. Diese Verschläge werden am Ausbau oder, falls Stahlausbau im Abbau Verwendung findet, an Hilfsstempeln aus Holz befestigt. In der flachen Lagerung ist bei streichendem Einbringen ein besonderer Verschlag nicht erforderlich, in vielen Fällen sogar hindernd, weil die Berge über den Verschlag geschaufelt werden müßten. Man begnügt sich dann mit einer niedrigen Trockenmauer, die aus gröberen Steinen hergestellt wird.

Der Abstand der den Versatz einbringenden Hauer richtet sich nach der einzubringenden Versatzmenge sowie nach den übrigen Arbeitsbedingungen, von denen in erster Linie die Flözmächtigkeit, in zweiter auch die Feldbreite und die Art des Versatzmaterials zu nennen sind. Am besten ist die Leistung bei Flözmächtigkeiten von 1—1,50 m; hier kann damit gerechnet werden, daß die Leistung je Mann und Schicht 10—12 rm^3 beträgt. In dünneren Flözen sinkt sie bis auf 5—8 rm^3, da die Bewegungsmöglichkeit des Mannes gehemmt ist, so daß in Flözen von etwa 0,50 m Mächtigkeit ein ordnungsgemäßes Versetzen in Frage gestellt ist. In mächtigen Flözen ist die Leistung ebenfalls geringer, weil das dichte Verfüllen bis unter das Hangende zusätzliche Anstrengungen erfordert. Hier kann ebenfalls mit einer Leistung von nur 5—10 rm^3/MS gerechnet werden.

Hohe Versatzleistungen sind in mäßig geneigter Lagerung bei 28—32° ebenfalls noch möglich, sofern streichend versetzt wird. Allerdings bestehen dann besondere Schwierigkeiten, weil das Versatzgut in der Schüttelrutsche oder der festen Rutsche zu hohe Geschwindigkeiten annimmt, um ohne besondere Vorkehrungen gefahrlos entnommen zu werden. Ganz langsamer

Lauf der Rutschen, ihr Ersatz durch feste Rutschen mit Bremsvorrichtungen und die Errichtung besonderer Schutzbühnen oberhalb des Arbeitsplatzes jedes Versatzhauers erlauben streichendes Versetzen bis zu etwa 40g Einfallen. In neuerer Zeit wird jedoch in mäßig geneigter Lagerung mehr und mehr der Fließversatz angewendet (vgl. Ziff. 128), der diese Nachteile vermeidet.

Zur Verfüllung des ausgeerzten Raumes beim Firstenstoßbau und beim Querbau ist Handvollversatz die Regel. Die Berge werden hier zumeist, soweit sie nicht wenigstens teilweise durch Aushalten aus dem Haufwerk schon gewonnen werden können, durch Bergeüberhauen dem Abbau zugeführt und beim Firstenstoßbau bis 1,2—1,6 m unter die Firste eingebracht.

Ihre Förderung im Abbau von der Bergerolle bis zu der Stelle, an welcher der Versatz eingebracht wird, d. h. bis zur Versatzböschung, findet meist noch durch Vorkipper statt. Bei größerer Mächtigkeit tritt an deren Stelle der Schrapper oder die Schüttelrutsche. Während die Schüttelrutsche an ihrem Austrag noch eine Verteilung des Haufwerks von Hand nötig macht, ist dies beim Schrapper nicht mehr erforderlich. Beim Querbau wird der Versatz ebenfalls durch Rollen zugeführt, durch Wagen, selten durch Schüttelrutschen, bis zu den Querbrechen gefördert und von Hand eingebracht. Er muß hier bis an die Firste hochgeschaufelt werden, um einen dichten Anschluß an die höhere Scheibe zu erzielen. Die Versatzleistungen betragen beim Querbau daher nur rd. 4 rm^3/MS, beim Firstenstoßbau dagegen 6 rm^3/MS und mehr.

. Bereitet die Versatzzufuhr beim Firstenstoßbau Schwierigkeiten, so werden die Versatzberge in sog. Bergemühlen gewonnen. Diese bestehen in kurzen Aufhauen von rd. 2×2 m^2 Querschnitt, die mit einem Ansteigen von 50g vom Abbauraum in das Hangende so aufgefahren werden, daß das gewonnene Haufwerk durch die Schwerkraft in den zu versetzenden Raum fällt. Die Länge der Bergemühlen und ihr Abstand voneinander richtet sich nach der Mächtigkeit der Lagerstätte und somit nach dem Bergebedarf. Im deutschen Bleizinkbergbau werden hierbei Leistungen bis zu 8 rm^3/MS erreicht.

126. — Der Sturzversatz. Der Sturzversatz wird in stark geneigter und steiler Lagerung angewendet, wo die Berge ohne mechanische Hilfsmittel, ohne geschlossene Führungsrohre und ohne Schaufelarbeit in den zu verfüllenden Hohlraum fallen. Früher rechnete man ihn zu den Handversatzverfahren. Ein Abbaufördermittel ist nicht erforderlich, wenn nicht, wie vielfach beim Schrägbau, von festen Rutschen Gebrauch gemacht wird. Der Betriebsvorgang Bergeversatz besteht alsdann nur aus den Arbeitsvorgängen Kippen und Herstellen des Verschlages, der in der steilen Lagerung, von einigen Abarten des Schrägbaus abgesehen, besondere Beachtung verdient. Versatzdraht und selten Versatzleinen werden hierzu benutzt, die bei größeren Mächtigkeiten noch durch Bohlen verstärkt werden. Außerdem muß die Firste der unteren Abbaustrecke dicht verzogen werden, damit die Berge nicht in die Strecke gelangen und der Ausbau nicht beschädigt wird. Hierzu dienen dichter Spitzenverzug der Firste oder Versatzdraht mit einem Bergepolster, zuweilen „Matratze“

genannt. Um ein Auslaufen zu verhindern, haben sich auch Holzkästen gut bewährt.

Während früher in Vollversatzbetrieben der steilen Lagerung ungebrochene Berge verwendet wurden, zieht man heute gebrochene Berge vor. Diese haben den Vorteil, daß sie den Ausbau weniger beschädigen und eine Bergeböschung ergeben, die nur geringe Kohlenverluste verursacht.

Beim Stürzen der Berge erzielen grobe und feine Berge eine unterschiedliche Rutschgeschwindigkeit. Die groben Berge rollen vor, so daß die Bergeböschung nicht gerade, sondern parabolisch verläuft, wenn keine besonderen Vorkehrungen dagegen getroffen werden[1]. Der Abstand zwischen Bergeböschung und Kohlenstoß, der für die Sicherheit des Abbauraums sowie für Staubbildung und Zerkleinerung der Kohle von Bedeutung ist, soll 6 m nicht übersteigen. Eine parabolische Ausbildung der Bergeböschung ist deshalb tunlichst zu vermeiden. Möglichkeiten hierzu bestehen im Einbringen der Berge unter Zuhilfenahme von rd. 60 cm hohen Verschlägen, wodurch das Versatzfeld von oben nach unten abschnittsweise in gleicher Höhe verfüllt und eine Entmischung des Versatzgutes verhindert wird.

Weiterhin ist zu beachten, daß — bedingt durch die waagerechte Lage der Bergeböschung — der Abstand der Berge vom Kohlenstoß am Hangenden größer als am Liegenden ist[2]. Dieser Einfluß wird mit abnehmendem Einfallen des Flözes größer und tritt unterhalb 70g besonders hervor. Außerdem nimmt er sowohl mit wachsender Mächtigkeit als auch mit größer werdendem Böschungswinkel zu. Hierfür sei folgendes Beispiel angeführt: In einem 1,5 m mächtigen, mit 50g einfallenden Flöz bleibt die Bergeböschung am Hangenden 3 m zurück, wenn der Böschungswinkel 35g (Förderung auf festen Rutschen) beträgt, und um 4,8 m, wenn der Böschungswinkel 47g (Förderung auf Bergeböschung) beträgt. Bei Holzausbau ist dies weniger schlimm als bei Metallausbau. Hier bedeutet es zusätzlich, daß die Stempel früher geraubt werden müssen, wenn sie mit ihren Enden nicht zu tief in den Versatz geraten sollen.

127. — Das Entleeren von Bergewagen. Das Entleeren der mit Versatzbergen gefüllten gewöhnlichen Förderwagen geschieht heute durchweg mit Hilfe von Hand zu betätigender oder maschinell angetriebener Kippvorrichtungen, die allgemein Bergekipper genannt werden. Unter ihnen sind Kopfkipper, Kreiselkipper, Seitenkipper und Hochkipper zu unterscheiden.

Kopfkipper werden über die Stirnseite gekippt und verlangen ein um so steileres Einfallen, je geringer die Flözmächtigkeit ist. Sie müssen immer am Ende des Gestänges liegen, eignen sich also nicht für den Fall, daß der nächstobere Abbaubetriebspunkt dem unteren vorauseilt. Außerdem ist ihre Kippleistung begrenzt, da der leere Wagen nicht durch den Kipper durchgeschoben werden kann, sondern wieder zurückgezogen werden muß. Ihr Anwendungsbereich ist daher beschränkt.

Kreiselkipper, wie sie über Tage zum Entleeren von Kohlenwagen benutzt werden, können zum unmittelbaren Austrag der Berge in den Abbau-

[1] Rolshoven, H.: Möglichkeiten der Betriebszusammenfassung in steiler Lagerung. Glückauf 1956 S. 577.

[2] Dürrer, F.: Die Lage der Bergeböschung im Schrägbau und ihre Bedeutung für die Sicherheit. Glückauf 1956 S. 605.

raum ausschließlich in steiler Lagerung Verwendung finden, weil nur dann das gekippte Gut sofort ablaufen kann. In der flachen Lagerung sind sie wegen ihres tiefen Austrages nur in Verbindung mit einem ansteigenden Band anwendbar. Diese Voraussetzung trifft jedoch für ortsfeste Kippstellen zu, für die sie eine erhebliche und wachsende Bedeutung erlangt haben.

Abb. 284 zeigt einen Kreiselkipper der Firma Mönninghoff in Bochum, der auf Schienen verschiebbar oder ortsfest angeordnet werden kann. Der Förderwagen wird über Anfahrschienen in den drehbaren Kippkorb gefahren, der mittels 4 Laufrollen auf dem Rahmen lose aufliegt. Die Drehbewegung des Kippkorbes wird durch einen Bogenzylinder über eine gelenkartige Kolbenstange erzeugt. Eine andere Möglichkeit des Antriebs ist die mittels eines Motors.

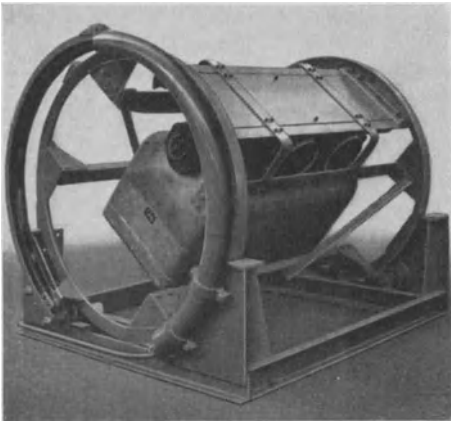


Abb. 284. Kreiselkipper

Einen *Seitenkipper* der Firma Korfmann, Witten, zeigt Abb. 285. Auf einem Rahmen, der auf dem Streckengleis verlegt wird, ruht in 4 Laufrollen die Kippwiege. Der Bergewagen wird über das Anfahrgleis in die Kippwiege gefahren und daraufhin die Kippwiege durch einen Sperrhebel vom Rahmen gelöst. Infolge Schwerpunktverlagerung dreht sich der Wagen mit der Wiege in Kippstellung. Nach Entleerung genügt ein leichter Ruck mit der Hand, um die Wiege mit dem Wagen wieder in aufrechte Stellung zu bringen. Dieser Seitenkipper ist für geneigte und steile Lagerung geeignet.

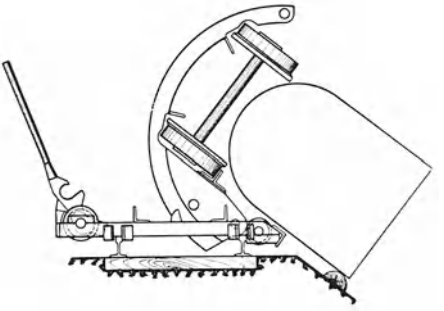


Abb. 285. Seitenkipper

Für alle Fälle, in denen die Austraghöhe über der Streckensohle liegt, sind obige Kipper ohne besondere Hilfsmittel nicht zu verwenden. Hier müssen *Hochkipper* eingesetzt werden, wie sie von mehreren Firmen in verschiedenen Bauarten und für Druckluft- oder Elektroantrieb gebaut werden. In Abb. 286 ist der Segmentkipper der Firma Mönninghoff, Bochum, dargestellt, der auch für Großförderwagen verwendbar ist und eine größte Kipphöhe von 1,40 m erreicht. Der zur Aufnahme des Bergewagens dienende Kippkorb C und der halbkreisförmige Antriebszylinder B sind gemeinsam

zu beiden Seiten einer Welle angeordnet, damit Kippkorb und Zylinder zusammen die zum Kippen erforderliche Drehbewegung ausführen können. Der innerhalb des Antriebszylinders *B* befindliche Scheibenkolben *A* steht im Gegensatz zu der sonst üblichen Bauweise fest, während sich der Zylinder *B* um ihn bewegt. Beim Kippvorgang tritt die Druckluft von links ein, beim Rückgang des Kippkorbes in seine Ausgangsstellung dagegen von rechts.

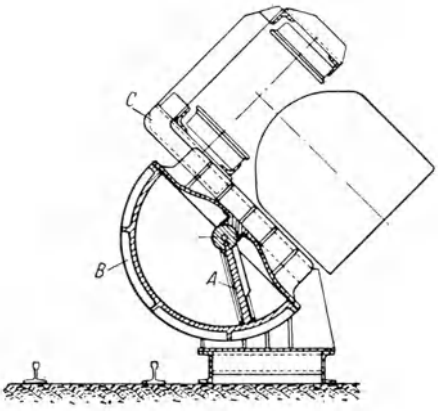


Abb. 286. Segmentkipper.
A Scheibenkolben; — *B* Antriebszylinder; — *C* Kippkorb

Bei Großabbaubetriebspunkten der steilen Lagerung treten an Stelle der Kipper in zunehmen. dem Maße zwei andere Mittel- Es sind dies die *Seitenentleerer* oder die *Stetigförderer*, und zwar entweder als Bandzug oder mehr oder weniger kurvengängige Trogbandförderer (Bd. I, S. 272 ff.), seltener der Gummigurtförderer.

128. — Der Fließversatz[1]. Allgemeines. Beim Fließversatzverfahren werden die Versatzberge in einer geschlossenen Leitung von 200—300 mm Durchmesser in das Versatzfeld gefördert. Zur Verminderung des Luftwiderstandes besitzen die Fließrohre in bestimmten Abständen Entlüftungsschlitze, die abgedeckt sind. Das Versatzgut wird mit Förderwagen oder Bändern an den Strebkopf geschafft und über eine besondere Einlaufschurre

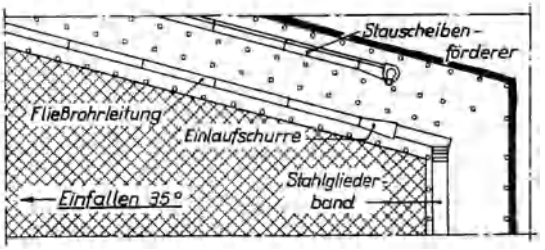


Abb. 287. Anordnung einer Fließversatzrohrleitung in einem Streb

der Rohrleitung aufgegeben (Abb. 287). Besondere Beachtung ist der Form der Einlaufschurre zu schenken, damit die Berge mit einer Anfangsgeschwindigkeit von 1—2 m/sek und gleichmäßig in die Rohrleitung einfließen. Wenn die Anfangsgeschwindigkeit nicht ausreicht, kann sie durch Wasser- oder Druckluftzusatz erhöht werden. In der Rohrleitung selbst werden eine durchschnittliche Fließgeschwindigkeit von 9—15 m/sek und Endgeschwindig-

[1] Rolshoven, H., u. E. Furtenhofer: Fließversatz in halbsteiler Lagerung. Bergfreiheit 1954 S. 219; — ferner W. Hoevels: Betriebsgestaltung beim Abbau steil gelagerter Flöze. Glückauf 1953 S. 871.

keiten bis 40 m/sek erreicht (Abb. 288). Das Versatzgut sollte nicht toniglettig sein und nicht gröber als 80—100 mm. Einzelne größere Stücke sind unschädlich, weil sie sich mit der längsten Achse in die Fließrichtung einstellen.

Der günstigste Anwendungsbereich liegt zwischen einem Flözeinfallen von 40—55g. Bei einem Einfallen unter 35g muß durch Zusatzdüsen Druckluft oder Druckwasser zugesetzt werden. Störungen oder kurze Verflachungen im Streb werden ebenfalls durch eine Zusatzdüse oder unter Zwischenschaltung eines Kurzbandes überbrückt.

129. — Die Fließversatzrohre und Zubehörteile. Als Rohre werden zumeist Doppellagenrohre von 6 mm Wandstärke verwendet. Der äußere Rohrmantel besteht aus weichem Stahl, der gegen Stoß und Schlag unempfindlich ist, die innere Einlage aus verschleißfestem gehärtetem Stahl, der eine Vickershärte von mindestens 800 haben soll. Die Härte des Innenrohres hat auch Einfluß auf den Reibungswiderstand, der mit zunehmender Härte des Stahles abnimmt. Die Fließversatzrohre der Firma Rëuß, Essen, besitzen eine Länge von 2,50 m und sind mit zwei Entlüftungstaschen versehen, die das schnelle Auffinden und Beseitigen von Verstopfern ermöglichen. Die Rohrenden sind konisch ausgebildet, damit ein leichtes Ineinanderstecken und ein Abwinkeln der Rohre um 10g möglich ist. Durch eine Hammerkopfkupplung werden die Rohre untereinander verbunden. Die Fließrohrleitung wird im allgemeinen auf dem Liegenden verlegt und je nach dem Einfallen in 50—100 m Abstand durch eine Hauptverlagerung vor dem Abrutschen gesichert, indem zwei Ketten zwischen einem am Rohr befestigten Schellenband und zwei Zugstempeln verspannt werden. Die zulässige Belastung beträgt rd. 18 t. Zwischen diesen Hauptverlagerungen werden noch Nebenverlagerungen für 8 t Belastung angebracht, und zwar in steiler Lagerung in 10 m Abstand, bei geringerem Einfallen in 20 m Abstand. Sie bestehen aus einer Kette, die am Handgriff des Rohres angeschlagen und an zwei gewöhnlichen Abbaustempeln befestigt wird. Das Austragrohr wird angehoben, damit das Versatzfeld bis dicht unter das Hangende und in voller Breite versetzt werden kann. Das Aufhängen an Ketten hat sich als zu zeitraubend erwiesen, wogegen das Untersetzen eines Stempels von 30—50 cm Länge unter das Austragsrohr sich als einfache Hilfsvorrichtung gut bewährt hat.

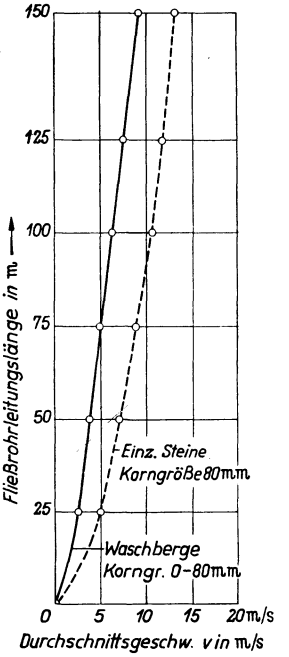


Abb. 288. Fließgeschwindigkeit des Versatzgutes in Abhängigkeit von der Leitungslänge

Die Zusatz- oder Ringdüsen bestehen aus einem einfachen Rohrstück, in das seitlich im spitzen Winkel Düsenrohre einmünden, die durch Schläuche mit der Strebdruckluftleitung verbunden sind. Der durchschnittliche Druckluftverbrauch beläuft sich dabei auf 80—85 Nm^3/m^3 Versatzgut.

130. — Der Fließversatzbetrieb. Die Leistungsfähigkeit des Fließversatzbetriebes ist in großem Maße von der Art der Abbaustreckenförderung abhängig. Wenn möglich, sollten immer Stetigförderung oder Seitenentleerer benutzt werden. Wagenförderung mit wandernder Kippe ist für kleine Versatzmengen geeignet, während Blasförderung zwar etwas leistungsfähiger, im allgemeinen jedoch zu teuer ist[1]. Der Schichtenaufwand beträgt rd. 3—4 Sch/100 t. Es können an Bergen 70—80 m³/h eingebracht werden. Bei einer Kohlenförderung von 250—300 t und Bergezufuhr mittels Trogbandförderer sind 1—2 Mann am Kreiselkipper im Abteilungsquerschlag sowie ein weiterer an der Übergabestelle des Streckenbandes zur Überwachung des Einfließens der Berge in die Leitung notwendig. Im Streb schlagen 2—3 Mann die Rohre ab, verziehen den Versatzdraht und rauben unter Umständen den Ausbau. Die Fließrohre werden zweckmäßig abwärts in das nächste Feld umgelegt und sofort wieder zusammengebaut. 1—2 Mann warten und verlängern das Streckenband.

131. — Der Blasversatz. Allgemeines. Der Blasversatz wurde im Jahre 1924 erstmalig bei der Gewerkschaft Deutschland bei Oelsnitz in Sachsen erprobt. Seine in langjähriger Entwicklungsarbeit erreichte Betriebsreife und Leistungsfähigkeit führte zu einer großen Verbreitung im Steinkohlenbergbau. Auch im Erzbergbau, z. B. beim Querbau, wird er zuweilen benutzt.

Der Blasversatz kann bei Mächtigkeiten von 0,5—3 m, in Ausnahmefällen bis zu 4 m, angewendet werden. Durch die Art der Gewinnung und des Ausbaus ist er nicht eingeschränkt. Störungen bilden für die Anwendbarkeit des Blasversatzes kein Hindernis, solange sie im Rahmen des Abbaubetriebes überwunden werden können. Der günstige Einsatzbereich für das Blasversatzverfahren liegt jedoch bei Flözmächtigkeiten über 0,9 m und bei einem Einfallen bis etwa 35g. In der steilen Lagerung dient das Blasversatzverfahren, soweit es überhaupt Anwendung findet, zur Zuführung des Versatzgutes zum Kopf des Abbaubetriebspunktes, von wo aus die Schwerkraft die weitere Bewegung übernimmt.

Eine Besonderheit der Anwendung des Blasversatzes ist aus Ibbenbüren bekannt, wo im Abbaustreckenvortrieb die anfallenden Berge vor Ort in einer Prallmühle zerkleinert und anschließend mit einer Blasmaschine im Strebraum versetzt werden[2]. —

132. — Technische Grundlagen[3]. Das Blasversatzverfahren beruht auf dem Grundgedanken, das Versatzgut durch strömende Luft in Rohrleitungen mehr oder weniger schwebend zu bewegen. Der zum Verblasen erforderliche Arbeitsaufwand muß dabei von der Energie der strömenden Trägerluft aufgebracht werden, wobei die Änderung der Gesamtenergie des Luftstromes von der Blasmaschine bis zur Austrittsöffnung der Blasleitung gleich der Gesamtförderarbeit für das Bergeluftgemisch sein muß. Aus wirtschaftlichen Erwägungen soll der spezifische Luftverbrauch (Nm^3/rm^3 Berge) gering gehalten werden. Das bedingt jedoch die genaue Kenntnis der Abhängigkeit zwischen den technischen Größen, die den Blas-

[1] Rolshoven, H.: Förderung in steil gelagerten Flözen. Glückauf 1950 S. 149.

[2] Müllensiefen, J.: Brechen und Verblasen von Bergen vor Ort. Bergbauwissenschaften 1954 S. 303.

[3] Bolenius, C.: Die energietechnischen Vorgänge beim Versatzblasen. Glückauf 1951 S. 1177; — ferner G. Peter: Messungen an Blasversatzmaschinen zur Klärung der Zusammenhänge zwischen Blasleistung, Leitungslänge, Luftmenge und Luftdruck. Glückauf 1952 S. 807; — ferner: Der Bergbauangestellte 1953 S. 221.

vorgang beeinflussen: Leitungslänge und -durchmesser, Luftmenge, Luftdruck, Austrittsgeschwindigkeit, Düsendurchmesser und Rohrreibungsbeiwert. Im Diagramm der Abb. 289 ist diese Abhängigkeit zwischen Blasdruck, Blasleistung und Leitungslänge bei der günstigsten Luftmenge für Rohrdurchmesser von 150 mm aufgezeigt[1]. Aus dem Kurvenverlauf erhellt, daß bei gleicher Blasleistung der Luftverbrauch mit wachsender Leitungslänge ansteigt und daß außerdem mit wachsender Leitungslänge der zum Fördern erforderliche Druck erhöht werden

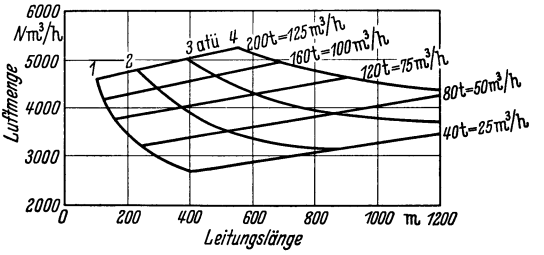


Abb. 289. Blasdruck, Blasleistung und Leistungslänge bei günstigster Luftmenge (150 mm Rohrdurchmesser, $\lambda = 0{,}016$) nach PETER

muß. Zu jeder Blaslänge gibt es einen günstigen Luftverbrauch, den man zur Umgehung der Verstopfungsgefahr nicht unterschreiten sollte, dessen Überschreiten dagegen unnötigen Energieverbrauch zur Folge hat.

Außer von der Länge der Blasleitung ist die Blasleistung noch von der Austrittsgeschwindigkeit (Wurfweite) des Blasgutes abhängig. Entsprechend dem Energieinhalt der Druckluft kann eine vorgegebene Fördermenge an Versatzgut mit einer kleinen Luftmenge bei großem Anfangsdruck im Blastrog, oder umgekehrt, mit großer Luftmenge und kleinem Anfangsdruck bewältigt werden. Luftmenge und Blasdruck stehen also im umgekehrten Verhältnis zueinander. Um einer Luftverschwendung vorzubeugen, werden Düsen vor der Einleitung der Luftleitung in den Blastrog der Maschine eingebaut. Netzdruck und Düsendurchmesser bestimmen die Schluckfähigkeit der Düse und damit auch die obere Blasleistung.

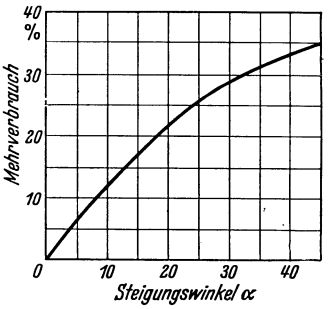


Abb. 290. Druckluftmehrverbrauch in Abhängigkeit vom Steigungswinkel der Blasleitung

Das Diagramm der Abb. 289 und die folgenden Ausführungen gelten für gerade verlegte Leitungen oder deren äquivalente Leitungslängen. Unter der äquivalenten Länge eines Krümmers vom bestimmten Winkel versteht man diejenige Leitungslänge in Metern, die den gleichen Widerstand wie der Krümmer besitzt. Ein rechtwinkliger Krümmer in einer Blasleitung von 150 mm Durchmesser ist z. B. einer geraden Leitung von 50 m Länge widerstandsgleich. Richtungsänderungen der Blasleitung sollten daher vermieden werden, da sie neben höherem Verschleiß vor allem beträchtliche Energiemengen verzehren. Ebenso erfordert das Verblasen in ansteigenden Leitungen einen erhöhten Luftverbrauch, weil neben der Überwindung der Reibungsarbeit noch Arbeit gegen die Schwerkraft zu leisten ist. Als Mittelwert kann angenommen werden, daß in gleichlangen Leitungen der Mehrverbrauch an Blasluft in Prozent gleich dem Steigungswinkel gegenüber der Horizontalen in Grad ist. Abb. 290 zeigt diese Abhängigkeit zwischen dem Druckluftmehrverbrauch und dem Steigungswinkel.

[1] RAUER, G.: Der Blasversatz. Essen: Verlag Glückauf 1956.

Über den Einfluß des Durchmessers der Blasleitung auf die Blasleistung und den Luftverbrauch bestehen verschiedene Auffassungen. So nimmt Bolenius[1] an, daß der Luftverbrauch mit der vierten Potenz des Leitungsdurchmessers zunimmt. Deuschl[2] dagegen gibt eine quadratische Abhängigkeit an. Die Blasleistung dagegen nimmt in Übereinstimmung sämtlicher Verfasser geradlinig mit dem Leitungsdurchmesser zu. Infolge der starken Zunahme des Luftverbrauchs mit größerem Leitungsdurchmesser ist zwischen die gebräuchliche 150 mm-Leitung und die leistungsfähigere 200 mm-Leitung die 175 mm-Leitung eingeschaltet worden, um auf diese Weise eine Leitung mit höherer Durchsatzleistung, aber noch mäßigem spezifischem Energieverbrauch zu haben.

133. — Zufuhr, Betriebsdruck und Mengenregelung der Druckluft. Da der Blasversatzbetrieb ein großer Druckluftverbraucher ist, muß zum reibungslosen Ablauf der Versatzarbeit für genügende Druckluftzufuhr Sorge getragen werden. Das bedingt eine entsprechende Kapazität der Drucklufterzeugung und ein für diese Aufgaben ausreichendes Leitungsnetz. Für einen Normalbetrieb mit einer Versatzleistung von 60—80 rm^3/h ist bei einem spezifischen Luftverbrauch von 100 Nm^3/rm^3 eine Gesamtluftmenge von 5000—8000 Nm^3/h zuzuführen. Zu diesem Wert kommt noch der Verbrauch des Drehmotors, sofern dieser nicht — was vorzuziehen ist — durch einen Elektromotor angetrieben wird.

Die Druckluftzuführungen für die Blasmaschine und für die Blasleitung sollten getrennt an die Streckenleitung angeschlossen werden. Für eine Blasleistung von über 30 rm^3/h ist für die Blasmaschine eine etwa 30 m lange Zuleitung von 150—200 mm Durchmesser zur Vermeidung eines übergroßen Druckabfalls zu wählen.

Zwei wichtige Einflußgrößen für den Luftverbrauch sind der Leerlaufdruck und der Betriebsdruck. Sie müssen an der Blasmaschine genau eingestellt und laufend überprüft werden. Der Leerlaufdruck ist vorwiegend von der wirksamen Leitungslänge, d. h. von der Länge der geraden Leitung vermehrt um die äquivalente Länge sämtlicher Krümmer abhängig. Rauer[3] nennt für eine Blasleitung von 150 mm Durchmesser folgende Richtwerte für den zweckmäßigen Leerlaufdruck:

für 100 m Leitungslänge	0,4—0,6 atü
für je 100 m weitere Blasleitungslänge	0,2 atü
für einen 100^g-Krümmer = 50 m äqu. Länge	0,1 atü

Der bei Blasgutaufgabe erforderliche Betriebsdruck wird in der Regel 1—1,5 atü größer als der Leerlaufdruck gewählt, sollte jedoch 3,5 atü nicht übersteigen.

Für den häufigen Betriebsfall einer mit dem Streb in 50 m Abstand vorrückenden Blasmaschine mit einem 100^g-Krümmer und einer Strebleitungslänge von 200 m ergibt sich somit ein Leerlaufdruck von 1,0—1,2 atü und ein Betriebsdruck von 2,0—2,7 atü.

Der Blasdruck und die Luftmenge können von Hand oder automatisch geregelt werden. Bei der Regelung von Hand wird zweckmäßig zwischen Blasmaschine und Schnellschlußventil zum raschen An- und Abstellen der Blasluft nur ein Absperrventil zur Regulierung eingebaut. Das Schnell-

[1] Bolenius, C.: zitiert S. 332.

[2] Deuschl: Untersuchungen über den Luftverbrauch beim Blasversatz. Glückauf 1931 S. 86.

[3] Rauer, G.: zitiert S. 333.

schlußventil dient dann nur zum An- und Abstellen der Blasluft. Über zwei Druckmanometer, die den Netzdruck und den Anfangsdruck im Blastrog anzeigen, erfolgt dann die Bemessung des Druckes und der Blasluftmenge. Das Ansteigen des Anfangsdruckes deutet bei konstanter Aufgabenmenge auf Verstopfungsgefahr hin, die der Maschinist durch Druckerhöhung abwenden kann. Diese Art der Regelung ist jedoch sehr vom Können des Maschinisten abhängig und gestattet meist keine so wirtschaftliche Regelung wie ein Blasluftregler.

Es ist daher die Verwendung des von der Maschinenfabrik Brieden, Bochum, gebauten *Blasluftreglers* zur selbsttätigen Druckluftbemessung vorzuziehen. Gemäß Abb. 291 besteht der Blasluftregler aus dem Gehäuse, der Druckfeder und einem Regulierkolben. Eine Einstellvorrichtung der Feder (*a*) und ein Handhebel (*b*) mit Stellschraube (*c*) gestatten die Regulierung des Federdrucks und die Einstellung des Leerlaufdrucks. Die Druckluftregelung ist folgende: In der Grundeinstellung läßt der Regler so viel Luft dem Trog zuströmen, wie dem Leerlaufdruck entspricht. Bei Blasgutaufgabe erhöht sich der Anfangsdruck im Trog, der sich im rückwärtigen Teil der Leitung als Gegendruck bis zum Blasregler auswirkt. Unter diesem Gegendruck wird der Regulierkolben entgegen der Wirkung der Feder zurückbewegt und gibt einen größeren Einströmquerschnitt frei. Bei Absinken der Aufgabemenge tritt der umgekehrte Vorgang ein. Die maximale Liefermenge des Blasdruckreglers und damit die Versatzleistung ist durch den Durchmesser der Düse gegeben. Das Arbeiten des Reglers ist an der pendelnden Bewegung des Handhebels zu erkennen.

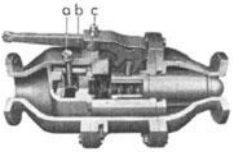


Abb. 291. Blasluftregler der Maschinenfabrik Brieden, Bochum.
a Federeinstellung;
b Handhebel;
c Stellschraube

134. — Versatzgut beim Blasversatz. Die Art und Zusammensetzung des Versatzgutes hat entscheidenden Einfluß auf den Rohrverschleiß und auf die Blasleistung. Als Versatzgut stehen Waschberge, Klaubeberge, Brechberge, Kesselasche und granulierte Hochofenschlacke zur Wahl. Im allgemeinen werden Waschberge hinsichtlich Blasleistung und Rohrverschleiß als das günstigste Versatzgut angesehen. Sofern sie stark lettenhaltig sind, ist das Gut von 0—10 mm Korngröße auszuhalten, damit Verstopfungen vermieden werden.

Klaubeberge und Grubenberge müssen vor dem Verblasen auf eine dem Rohrdurchmesser angemessene Korngröße zerkleinert werden. Trotz ihrer höheren Verschleißwirkung werden sie häufig benutzt. Die obere Korngröße soll den halben Rohrdurchmesser nicht überschreiten. Sand verursacht einen besonders starken Rohrverschleiß und hohen Luftverbrauch und wird daher selten angewandt. Ähnliches gilt für granulierte Hochofenschlacke.

135. — Blasversatzmaschinen mit Kammern. Die Blasversatzmaschinen haben die Aufgabe, das Blasgut ohne Luftverluste und möglichst gleichmäßig in den Druckluftstrom der Blasleitung einzuschleusen. Sie haben also lediglich eine Zuteilarbeit und keine Förderarbeit zu verrichten. Man unterscheidet bei den Kammermaschinen Ein- und Mehrkammermaschinen.

a) Die Torkret-Einkammermaschine. Die Leistung dieser von der Firma Bamag, Köln-Bayenthal, hergestellten Blasversatzmaschine wird bei 1000 m Leitungslänge

und einem spez. Luftverbrauch von 100 Nm^3/rm^3 mit 90 rm^3/h angegeben. Sie besteht aus dem Maschinenteil mit dem um eine senkrechte Achse sich drehenden Taschenrad. Dieses wird durch einen 5 PS-Motor angetrieben und teilt das Blasgut der angeschlossenen Blasleitung gleichmäßig mit. Auf dem Maschinenteil ist die eigentliche Kammer angeordnet, die 3—10 rm^3 Berge fassen kann und oben durch einen luftdicht schließenden Schieber abgeschlossen ist. Aus dem darüber befindlichen Bunker wird die Kammer mit Gut beschickt, bis ein Materialstandanzeiger den Füllvorgang selbsttätig unterbricht. Während der Füllzeit wird nicht verblasen. Die auf diese Weise betriebsbedingten Pausen machen 25—30% der Blaszeit aus und sind am zweckmäßigsten zum Abschlagen der Rohre oder zu Nebenarbeiten auszunutzen.

Wegen ihrer Höhe und dem darüber angeordneten Bunker muß diese Blasversatzmaschine an Blindschächten ortsfest aufgestellt werden. Sie findet deshalb nur für langlebige Abbaubetriebe oder besser noch für mehrere Bauhöhen Verwendung.

b) Die Torkret-Blasversatzmaschine „Automat". Diese ebenfalls von der Bamag gebaute Maschine vermeidet die Füllpausen der Einkammermaschine. Sie ist 2,2 m hoch, kann auf Kufen verlagert werden und besteht aus einem das Taschenrad enthaltenden Maschinenteil und drei darüber angeordneten Kammern, die gegenseitig durch selbsttätig gesteuerte Schwenkschieber luftdicht abgeschlossen sind. Nach Öffnen des oberen Schwenkschiebers fällt das Gut aus dem Einlauftrichter in die 100—140 l fassende und lediglich zur Dosierung dienende Oberkammer. Nach Füllung wird diese gegen die Außenluft abgeschlossen und die Mittelkammer geöffnet. Ein selbsttätig gesteuertes Umluftventil setzt diese unter den Betriebsdruck von 2—3 atü, worauf die untere Kammer freigegeben und das Gut mittels eines Taschenrades in die Blasleitung eingeschleust wird. Die Mittelkammer ist nach Entleerung geschlossen und an den äußeren Luftdruck angeglichen worden, so daß sie aus der inzwischen gefüllten Oberkammer erneut beschickt werden kann.

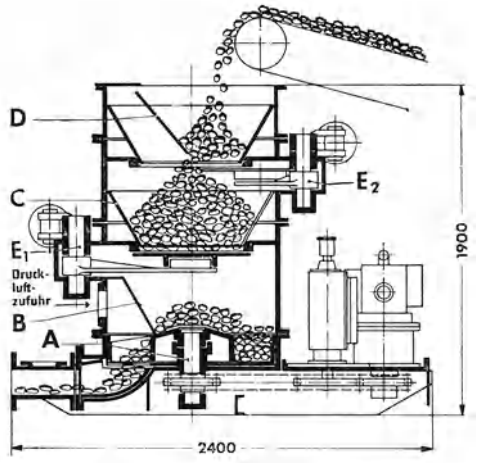


Abb. 292. Torkret-Blasversatzautomat „GA". *A* Taschenrad; — *B* Arbeitskammer; — *C* Einschleußkammer; — *D* Aufgabetrichter; — E_1 unterer Schwenkschieber; — E_2 oberer Schwenkschieber.

Das Beschicken der Kammern erfolgt in Abständen von 6—8 Sekunden. Das Blasgut muß über ein Förderband oder aus einem Bunker über eine Schurre der Maschine zugeführt werden. Bei geringerer Streckenhöhe kann die Oberkammer gegen einen Einfülltrichter niedrigerer Bauart ausgewechselt werden. Die Leistung dieser Maschine beträgt bis 100 rm^3/h. Der spezifische Luftverbrauch beläuft sich auf 75—100 Nm^3/rm^3.

Der Torkret-Blasversatzautomat „GA", eine Weiterentwicklung der Blasversatzmaschine „Automat", erreicht eine Leistung von 60—120 rm^3/h. Die Maschine hat nur eine Arbeits- (*B*) und eine Zuteilkammer (*C*) mit einem Einlauftrichter (*D*) (Abb. 292). Dadurch wurde die Bauhöhe auf 1,90 m herabgesetzt. Die Wirkungsweise entspricht im Prinzip derjenigen der Bauart „Automat".

136. — Blasversatzmaschinen mit Zellenrad. Diese werden für Versatzleistungen bis 120 rm^3/h von der Firma Brieden & Co., Bochum, und bis 80 rm^3/h von der Firma A. Beien, Herne, gebaut. Ihnen gemeinsam ist, daß das Versatz-

gut durch ein um eine in der Regel waagerechte Welle drehbares Zellenrad in die Blasleitung eingeschleust wird (Abb. 293). Das Zellenrad übernimmt also den Abschluß der Druckluft nach außen hin sowie die Zuteilung des Versatzgutes. Es stehen jeweils nur eine oder zwei Zellen mit der Druckluft in Verbindung, während bei den Torkret-Maschinen die ganze Kammer einschließlich des Taschenrades unter dem Druck der verwendeten Druckluft steht. Das schwach kegelförmig ausgebildete Zellenrad (*8*) ist mit einer entsprechend gebauten Schleißbüchse (*4*) in

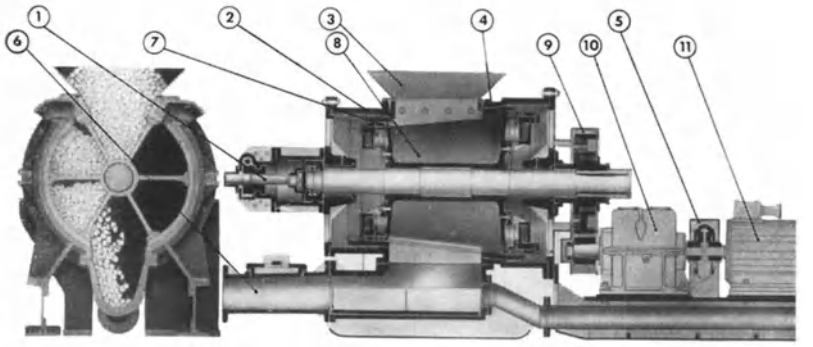


Abb. 293. Zellenrad-Blasversatzmaschine KZ 120 der Firma Brieden.

1 Zellenradnachstellung; — *2* Gehäuse; — *3* Aufgabetrichter; — *4* Schleißbüchse; — *5* Kupplung; — *6* Blastrog mit Übergangsrohr; — *7* Stopfbüchsenpackung; — *8* Zellenrad; — *9* Scherkupplung; — *10* Getriebe; — *11* Drehmotor

dem Maschinengehäuse (*2*) untergebracht. Mit zunehmendem Verschleiß läßt sich bei den Brieden-Maschinen das Zellenrad durch die Zellenradnachstellung (*1*) leicht gegen die Schleißbüchse verschieben, so daß die erforderliche Abdichtung stets gewährleistet ist. An den Beien-Maschinen verstellt man dagegen die Schleißbüchse gegenüber dem Zellenrad. Das Versatzgut fällt aus dem Aufgabetrichter (*3*) in das sich mit 25—35 U/min drehende Zellenrad (*8*), welches das Versatzgut in den Blastrog (*6*) entleert und dem Druckluftstrom zur Abförderung übergibt.

Der Antrieb erfolgt durch einen Druckluft- oder Elektromotor (*11*) über eine Kupplung (*5*) und ein Getriebe (*10*). Ferner ist eine Abscher- oder Federbandrutschkupplung (9) eingebaut, um zu große Belastungen oder Schäden an Motor und Getriebe zu vermeiden, die durch Holz- oder Eisenteile im Fördergut hervorgerufen werden können.

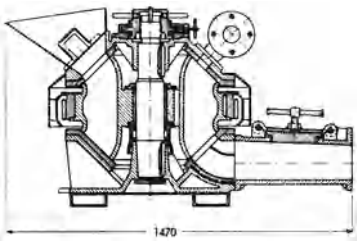


Abb. 294. Zellenrad-Blasversatzmaschine KZS 50 der Firma Brieden

Wegen ihrer niedrigen Bauhöhe sind Zellenradmaschinen in Abbaustrecken und zum Vorrücken entsprechend dem Abbaufortschritt gut geeignet. Die Beschickung erfolgt durch Förderbänder oder unmittelbar aus Förderwagen, die mittels Hochkipper entleert werden.

Hervorgehoben sei, daß sich das Zellenrad der Blasversatzmaschine KZS 50 von Brieden im Gegensatz zu den andern Zellenradmaschinen um eine senkrechte Achse dreht (Abb. 294). Die Maschine kann in der Verlängerung des zu versetzenden Feldes so aufgestellt werden, daß alle Krümmer wegfallen und die Streckenleitung unmittelbar angeschlossen ist. Bei dieser Anordnung werden Blasleistungen von 40—50 rm^3/h bei einem spezifischen Luftverbrauch von nur 60—70 Nm^3/rm^3 gemessen. Das Versatzgut wird durch ein Band zugeführt.

137. — Vergleich der Blasversatzmaschinen. Alle beschriebenen Maschinen sind durchaus betriebssicher und erreichen die von den Herstellungsfirmen angegebenen Leistungsziffern, wenn im Betrieb die Voraussetzungen dazu erfüllt sind[1]. Dies ist dann der Fall, wenn eine ausreichende Versatzgutmenge zur Verfügung steht, das in die Blasleitung eingeschleuste Versatzgut durch den Luftstrom auch abgeführt wird und schließlich eine ausreichende Antriebsenergie für die Blasversatzmaschine zur Verfügung steht und im Streb keine Pausen entstehen. Grundsätzlich ist bei der Neuplanung einer Blasversatzanlage darauf zu achten, daß die Maschinengröße der geforderten Versatzleistung des Abbaus entspricht. Bei geringerer Ausnutzung der Maschine ist nämlich ein beträchtliches Absinken des Wirkungsgrades und damit eine Erhöhung der Kosten festzustellen. Außerdem sollten die Maschinen so aufgestellt werden, daß sie von allen Seiten für Wartung und Reparaturen leicht zugänglich sind. Sie in die Streckensohle einzusenken, sollte vermieden werden.

Der Vorteil der Torkret-Maschinen liegt in ihrer hohen Leistung, die heute von den Zellenradmaschinen auch annähernd erreicht wird. Der Hauptvorteil der Zellenradmaschinen ist ihre Ortsveränderlichkeit infolge ihrer geringeren Höhe. Sie können abschnittsweise mit dem Abbau vorrücken, wozu übrigens auch die Maschine „Automat GA" geeignet ist. Sie wird infolgedessen auch eingesetzt, wenn der abzubauende Kohlenvorrat des Feldes nicht so groß ist, während der Einbau der Einkammermaschine sich nur bei größerem Kohlenvorrat lohnt.

Lediglich die Einkammermaschine erfordert eine Bergevorratshaltung in dem vorgeschalteten Bunker und damit einen Blindschacht für ihre Aufstellung. Alle anderen Maschinen können mit Bergezufuhr durch Bänder arbeiten, die Zellenradmaschinen außerdem noch mit einem Bergehochkipper unmittelbar an der Blasversatzmaschine. Der Verschleiß ist bei den Torkret-Maschinen im allgemeinen geringer, jedoch ist der sich dadurch ergebende Kostenunterschied verhältnismäßig niedrig, weil die Anlagekosten höher sind. Mit Kammermaschinen sind Blasrohrleitungen über 1000 m Länge mit gutem Erfolg bewältigt worden. Wird die Blasmaschine dem Abbau nachgerückt, so ist allgemein eine Entfernung von 50—150 m zwischen Maschine und Strebkrümmer gebräuchlich. Dieser Abstand sollte jedoch aus Gründen der notwendigen Anfangsbeschleunigung nicht geringer als 15 m sein.

138. — Blasversatzrohre[2]. Die Blasversatzrohre müssen möglichst verschleißfest sein sowie sicher wirkende und, soweit sie im Streb verlegt sind, schnell zu bedienende Verbindungen und den richtigen Durchmesser besitzen.

Zum Durchmesser der Rohre ist in Ziff. 132 das Grundsätzliche mitgeteilt. Am gebräuchlichsten sind Leitungen von 150 mm Durchmesser. Sie reichen für Blasleistungen bis 60 rm^3/h und Leitungslängen bis etwa 700 m aus. Bei größeren Leistungen und Entfernungen sind Leitungen mit 175 mm Durchmesser zu empfehlen, ebenso bei stark zu Verstopfern neigendem Blas-

[1] Peter, G.: zitiert S. 332.

[2] Maier, E.: Verschleiß von Blasversatzrohren und Krümmern. Schlägel u. Eisen 1953 S. 271; — ferner H. Buss: Versatzwirtschaft und Bergeversatz auf der Deutschen Bergbauausstellung 1954 unter besonderer Berücksichtigung technischer Neuerungen. Schlägel u. Eisen 1954 S. 352.

gut. Die Länge der Blasversatzrohre ist meist 3 m. Aus Gewichtsgründen sollte diese Länge bei allen Rohrarten nicht überschritten werden. Strebrohre für dünne Flöze stellt man aus Gründen der Handlichkeit 2 m lang her.

Man unterscheidet die vorwiegend im Streb verwendeten einfachen Stahlrohre und Doppellagenrohre sowie die Streckenrohre, welche meist mit Schmelzbasalt gefüttert sind.

Die *einfachen Stahlrohre* sind geschweißt oder nahtlos gezogen und meistens aus Stahl der Güte St 50 bis St 60 hergestellt. Sie erreichen damit Festigkeiten von 62 bis 75 kg/mm². Da im Einlaufteil erhöhter Prallverschleiß auftritt, ist hier die Wandstärke von meist 5—6 mm um 4—5 mm durch einfachen Stahl oder durch Stahl erhöhter Festigkeit verstärkt. Die *Doppellagenrohre* haben in einem Rohr der Stahlgüte St 37 meist ein Innenrohr aus gehärtetem St 70 mit einer Festigkeit bis zu 260 kg/mm². Die Wandstärke dieser Rohre beträgt 6 mm. Zu dieser Gruppe sind auch diejenigen Rohrarten zu rechnen, deren innere Verschleißschicht autogen gehärtet ist und bei rd. 2 mm Stärke eine Festigkeit von 150 bis 200 kg/mm² erreicht. Eine Besonderheit sind die Zebra-Rohre der Fa. Brieden, die aus Stahl St 55 hergestellt sind und abwechselnd in 5—8 mm Abstand induktionsgehärtete Ringe von 22 mm Breite haben, so daß im Rohr die Festigkeit zwischen 80 kg/mm² in der weichen Zone und 150 kg/mm² in der harten Zone wechselt. Auch das Verbundhartgußrohr der Firma Rëuß, dessen innere Lage aus Schleuderguß besteht, ist hier zu erwähnen. Der Vorteil der Doppellagenrohre liegt in der Zähigkeit des äußeren Mantels und der Härte des inneren Mantels, wodurch die Rohre unempfindlich gegen Stoß und Schlag und gleichzeitig sehr verschleißfest sind.

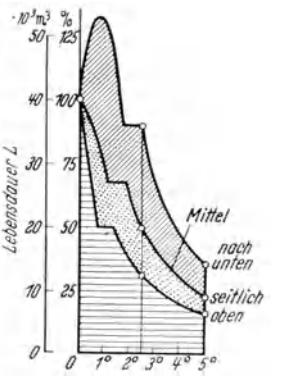


Abb. 295. Einfluß des Abwinkelns auf die Lebensdauer von Blasversatzrohrleitungen

Die *Schmelzbasaltrohre* haben in einem Mantelrohr von 3 mm Wandstärke einzementierte Schmelzbasalteinlagen von 25 mm Dicke. Wegen ihres Gewichtes und ihrer Empfindlichkeit gegen Schlag und Stoß sind diese vom Schmelzbasaltwerk Kalenborn bei Linz hergestellten Rohre nur für Streckenleitungen geeignet und sollten hier wegen ihrer vorzüglichen Verschleißfestigkeit in der Regel verwendet werden.

Außer vom Werkstoff hängt die Lebensdauer der Blasversatzrohre noch von anderen Einflüssen ab. Eine große Bedeutung hat das Versatzgut. Vorwiegend aus Tonschiefer bestehende Wasch- und Klaubeberge ergeben gegenüber Sandschiefer eine 7fache und gegenüber Sandstein eine 13fache Lebensdauer der Rohre, so daß durch Wahl des Versatzgutes eine größere Kostensenkung möglich ist als durch Wahl der Rohrbauart.

Auch auf eine gerade und waagerechte Verlegung der Rohrleitung ist zu achten, weil an Abwinkelungen der größte Verschleiß auftritt. Den Einfluß von Knickwinkeln infolge ungerader Verlegung zeigt Abb. 295, wonach die Durchsatzmenge bis zum Verschleiß mit größerem Knickwinkel schnell abnimmt.

Die Rohre müssen genau zentrisch aneinander gekuppelt sein. Neue Rohre sollen am Anfang der Leitung eingebaut werden, weil ihre Lebensdauer hinter gebrauchten Rohren bis zu 37% kleiner ist. Für Streckenleitungen ist das Drehen der Rohre von besonderem Einfluß auf ihre Lebensdauer. Es ist stets der gleiche Drehwinkel einzuhalten. Ein Drehen in drei Stellungen (133^g) erhöht die Lebensdauer um etwa 100%, in sechs Stellungen (67^g) um etwa 130%.

Die Lebensdauer der Rohre ist außerordentlich verschieden. Sie wird außer von der Rohrbauart in besonders starkem Maße von der Art des Versatzgutes beeinflußt. Um einen Anhalt zu geben, sei mitgeteilt, daß einfache Stahlrohre etwa 10000 rm^3, gehärtete und Doppellagenrohre dagegen 20000—150000 rm^3 durchzusetzen erlauben und daher heute allgemein vorgezogen werden. Schmelzbasaltrohre erlauben einen Durchsatz von 0,5—1,5 Millionen rm^3.

139. — Rohrkupplungen. Um die Rohrverbindungen bei den täglich ein- und auszubauenden Strebleitungen schnell herstellen und während des Betriebes möglichst ohne größere Unterbrechung des Blasbetriebs wieder lösen zu können, haben sich Schnellkupplungen eingeführt. An sie werden die Forderungen gestellt, daß sie noch bei einem bestimmten Verschleiß der Rohre dicht sind und zwangsläufig eine geradlinige Verbindung der Blasversatzrohre herbeiführen. An Stelle der früher benutzten Bügel- und Bajonettverschlußkupplungen haben sich heute mehr und mehr Keilkupplungen verschiedener Bauart einführen können.

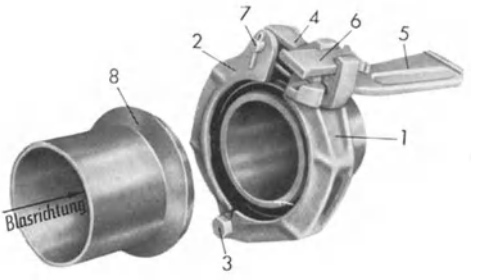


Abb. 296. Schalenkeilkupplung von Rëuß

Die Schalenkeilkupplung der Gewerkschaft Rëuß, Essen, besteht, wie Abb. 296 zeigt, aus zwei Halbschalen (*1, 2*), die durch einen Bolzen *3* gelenkig miteinander verbunden sind und mittels eines Schlagkeiles *5* so weit zusammengezogen werden, daß sie die Blasversatzrohre fest umfassen. Durch einen laschenartigen Kupplungsriegel *4* und einen über dem Schlagkeil angeordneten Sicherungskeil *6* wird vermieden, daß die Kupplung durch herabfallende Gegenstände gelöst wird. Die Strebrohre sind mit Nut und Feder sowie mit einer Gummidichtung versehen. Da die Außenflächen der Bunde *8* ebenso wie die Innenflächen der Schalen konisch ausgebildet sind, werden beim Zuschlagen des Schlagkeils große Axialkräfte erzeugt, die eine starre Verbindung und geringen Verschleiß an den Verbindungsstellen gewährleisten.

Eine ähnlich wirkende Kupplung ist die Keilring-Schnellkupplung der Esser-Werke, Warstein, deren beide U-förmigen Halbringe von einem Doppelkeilbügel zusammengezogen werden (Abb. 297). Beim Schließen der Kupplung wirken die äußeren Keilwangen, während beim Öffnen der mittlere Keil die Halbringe auseinandertreibt. Die Kupplung ist einfach zu be-

tätigen und zeichnet sich vor allem durch eine gedrungene Bauart aus. Ebenso wie die Kupplung von Rëuß ist sie stets mit dem Rohr verbunden. Weitere Kupplungen werden von den Firmen Brieden, H. Wingrath u. a. hergestellt.

Das jeweils letzte Rohr der Leitung, das den Versatzbergestrom austrägt, kann man in mächtigen Flözen auf Holzklötze auflegen oder an Ketten aufhängen. In dünnen Flözen verlegt man die Rohre auf der Sohle. Auch kann es zweckmäßig sein, an der Austragsöffnung eine schwenkbare Leitschaufel anzubringen.

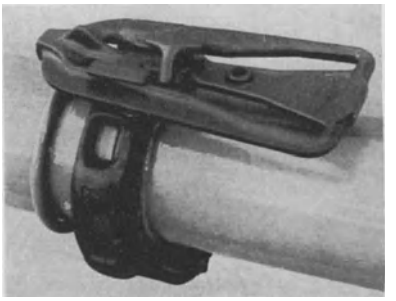


Abb. 297. Keilring-Schnellkupplung der Esser-Werke

140. — Krümmer. Beim Übergang von der Strecken- in die Strebleitung und in ungeraden Strecken sind Ablenkstücke und Krümmer erforderlich. Diese haben Knickwinkel bis zu 100g und gestatten in Verbindung mit Ablenkstücken Abwinkelungen der Blasleitung von mehr als 100g. Die Krümmer tragen in einem Stahlgehäuse auswechselbare Hartguß-Verschleißplatten, die eine Wandstärke von 60—75 mm haben und aus 6—12 Teilen bestehen. Zweigeteilte Einlagen haben sich nicht bewährt.

Der Verschleiß von Krümmern ist ungefähr 70mal größer als der von Rohren. Das Stahlgehäuse sollte so stark sein, daß es mehrere Verschleißeinlagen überdauert. Krümmer mit einem Halbmesser von 500 mm neigen am wenigsten zu Verstopfungen. Die Innenseite des Krümmers braucht nicht gepanzert zu sein, sollte jedoch ein verschließbares Handloch besitzen, das zum Überwachen der Einlagen und zum Beseitigen von Verstopfern dient.

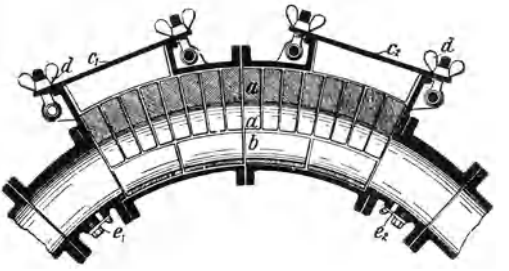


Abb. 298. Torkret-Lamellenkrümmer

Es sind mehrere Krümmerbauarten auf dem Markt, die sich durch die Anzahl der Einlagen, die Art der Befestigung der Einlagen und dadurch unterscheiden, ob einzelne Krümmersegmente für eine gegebene Abwinkelung hintereinander geschraubt werden oder ob der Ablenkwinkel in einem Krümmer erreicht wird. Alle Bauarten haben sich gut bewährt. So zeigt Abb. 298 einen Lamellenkrümmer von Torkret, der aus zwei Krümmersegmenten und zwei Ablenkstücken zusammengesetzt ist, und Abb. 299 einen 100g-Bogenkrümmer der Gewerkschaft Rëuß. Diesen und ähnlichen Krümmerbauarten ist eine kreisbogenförmig ausgebildete Verschleißschicht gemeinsam, die vom Gut unter verschiedenen Auftreffwinkeln getroffen wird, so daß der

Gutstrom mehrfach aufprallend durch den Krümmer bewegt wird. Diesen Nachteil vermeidet der Reflexkrümmer der O. Biegel G.m.b.H., Völklingen, der eine Schleißeinlage mit geradem Rücken hat, der diagonal zur Strömungsrichtung des Blasgutes liegt (Abb. 300). Der Reflexkrümmer ist ein Kurzkrümmer von niedrigem Gewicht. Das Blasgut wird reflektiert und verläßt den Krümmer im geschlossenen Strom.

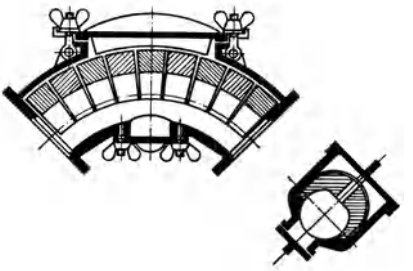


Abb. 299. Bogenkrümmer der Gewerkschaft Rëuß

Die Verschleiß- und Materialkosten beim Blasversatz sind aus folgender Zahlentafel ersichtlich:

	Pf/t Kohle von bis	Pf/t Kohle Mittelwerte
Rohre und Kupplungen	5—40	20
Krümmer	3—15	7
Versatzmaschinen	5—15	8
Verschlagdraht	15—25	20
Verschiedenes	—	5

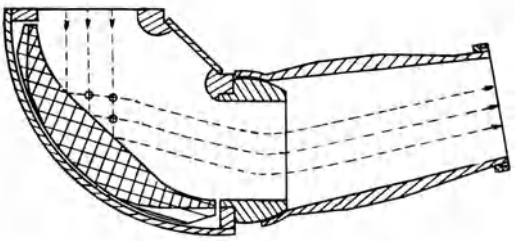


Abb. 300. Reflexkrümmer der Firma Biegel

Da je Tonne verwertbare Förderung ungefähr 1 t Berge eingebracht werden muß, gelten die oben genannten Zahlen auch für 1 t Berge. Die starke Streuung der Zahlenwerte ist durch die Verschiedenartigkeit des Versatzgutes bedingt.

141. — Organisation des Blasversatzbetriebes. Die Bedienung der Blasversatzmaschine selbst erfordert einen Mann. Zwei weitere Leute sind an der Kippstelle eingesetzt, während im Streb selbst in der Regel vier Mann nötig sind. Von ihnen sind zwei am Austrag und mit dem Ausbauen der Rohre beschäftigt, während die übrigen zwei den Verschlag herstellen und unter Umständen den Ausbau rauben.

Wesentlichen Einfluß auf den Betrieb hat der Maschinenführer. Er beeinflußt das Verhältnis von Luft und Blasgut so, daß Verstopfungen vermieden werden. Bei Beginn des Blasens wird zunächst Luft aufgegeben, dann erst das Versatzgut, während umgekehrt bei Unterbrechungen die Luft zuletzt abzustellen ist.

Als Verschlag wird einfacher Versatzdraht heute nur noch selten verwendet. Um den Staub möglichst zurückzuhalten, finden meistens Padra-

gewebe oder Blasbergschirme Verwendung, das sind mit Papier durchwebte oder überklebte Drahtgewebe. Die Firma Löbbert, Homberg, liefert wiedergewinnbare Versatzmatten. Diese haben eine Länge von 2—3 m und werden vom vorherigen Versatzfeld, dessen Versatz inzwischen etwas verfestigt ist, geraubt und im neuen Feld wieder eingebaut. Ähnlich kann man mit Holzbohlenverschlägen aus Fichtenholz verfahren. Für den wirtschaftlichen Erfolg der Verwendung von Holzabkleidungen oder Matten ist allerdings entscheidend, ob die Nebengesteinsbedingungen eine regelmäßige Wiedergewinnung erlauben.

Ein sehr wesentlicher Vorteil des Blasversatzverfahrens liegt darin, daß es in betriebsorganisatorischer Hinsicht von allen übrigen Arbeitsvorgängen im Streb unabhängig ist. Die Versatzarbeit kann sich mit allen anderen Arbeitsvorgängen im Strebraum: Gewinnen, Umlegen, Schrämen usw. überschneiden.

Beim Überschneiden des Verblasens mit der Gewinnung ist auf die Staubentwicklung zu achten[1]. Da das Versatzgut im allgemeinen feucht eingebracht wird, liegt nicht hier die Staubquelle, als vielmehr am abgetrockneten Versatzstoß des vorigen Feldes. Es empfiehlt sich deswegen eine gute Befeuchtung dieser Wand. Auch ein dichter Verschlag vermag eine Staubverringerung herbeizuführen.

Für die Organisation der Versatzarbeit ist neben der ununterbrochenen Versatzzufuhr eine gute Verständigungsmöglichkeit vom Streb zur Blasmaschine und zur Kippstelle von Bedeutung. Es besteht die Möglichkeit der Verständigung mit Lichtsignalen, batterielosen Telefonen usw. (vgl. Bd. I, S. 391ff.). Eine gute Verständigungsmöglichkeit vermindert die Stillstandszeiten durch genaues Abstimmen von betriebsbedingten Pausen im Streb und an der Kippstelle. Der Versatzgutstrom sollte beim Abschlagen der Strebrohre nicht jedesmal unterbrochen werden, weil hierdurch große Luftverluste, beträchtliche Staubaufwirbelungen und vor allem ein merkbarer Leistungsabfall auftreten. Die Möglichkeit, ohne Unterbrechung zu blasen, ist besonders in mächtigen Flözen vorhanden.

Schließlich ist noch in organisatorischer Hinsicht die Breite des zu verblasenden Feldes von Wichtigkeit. Die Blasleistung und damit die Wirtschaftlichkeit des Blasversatzes steigen mit der Breite des Feldes. Diese findet jedoch eine Grenze in der zum ungestörten Blasen erforderlichen Raubarbeit, die um so schwieriger wird, je breiter das Feld ist. Im Hinblick auf diesen Gesichtspunkt kann es zweckmäßiger sein, täglich ein Feld von 1,20 m Breite zu verblasen, als zweitägig ein Feld von 2,40 m Breite. Man wird also nur dann breitere Felder verblasen, wenn man den Abbaufortschritt vergrößert und die Raubarbeit nicht erschwert.

Die zur Befestigung des Versatzdrahtes dienenden Holzstempel müssen rechtzeitig eingebracht werden, vor allem nicht erst dann, wenn die Stahlstempel geraubt werden sollen. In diesem Fall hätten die Holzstempel noch nicht ausreichenden Druck, um die seitliche Belastung durch den Versatz aufzunehmen. Statt der Holzstempel hat sich bei Stahlausbau

[1] Landwehr, A.: Die Staubquellen im Bergbau und Möglichkeiten zu deren Beseitigung. Bergbau-Rdsch. 1954 S. 442.

auch die Verwendung „rückpfändender" Kappen bewährt[1], weil diese den Hauern bei der Raubarbeit genügend Schutz bieten.

Einige Organisationsbeispiele mögen zeigen, wie die Betriebsvorgänge Gewinnen und Versetzen gleichzeitig ausgeführt werden können:

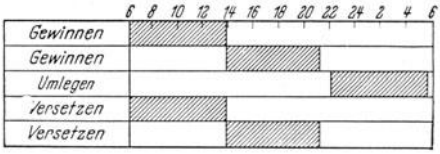


Abb. 301. Beispiel für die Einordnung des Blasversatzes in den Betriebsablauf bei Abbauhammergewinnung mit Schüttelrutschenförderung

Beispiel 1. Diese Organisationsform zeigt einen Rutschenstreb mit Abbauhammergewinnung. Bei 1,80 m Feldbreite, 2 m Mächtigkeit und 200 m Streblänge beträgt die verwertbare Förderung rd. 700 t/Tag. Entsprechend diesem Wert werden 300 rm³ Berge mit einer Torkret-Blasversatzmaschine eingebracht. Wie Abb. 301 zeigt, finden auf der Früh- und Mittagschicht die Gewinnungs- und Versatzarbeit gleichzeitig statt. Für die Versatzarbeit sind in diesem Beispiel 4 Mann je Schicht erforderlich: 3 Mann im Streb und 1 Mann an der Blasmaschine. Die Berge werden der Maschine „Automat" durch ein Gummiband von der Bergebrechanlage zugeführt, so daß die Bedienung einer Kippstelle wegfällt. Die Rutschen werden in der Nachtschicht umgelegt.

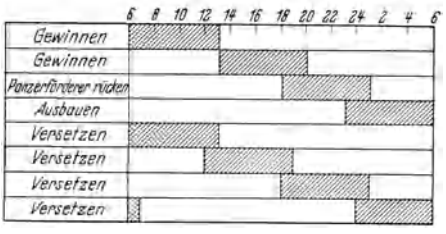


Abb. 302. Beispiel für die Einordnung des Blasversatzes in den Betriebsablauf bei Abbauhammergewinnung mit Zweiketten-Kratzerförderer

Beispiel 2. In diesem Betriebspunkt wird auf vier Schichten verblasen. Die Versatzarbeit überschneidet sich also mit allen anderen Arbeitsvorgängen (Abb. 302). Es handelt sich um einen Abbauhammerstreb mit Panzerförderer. Bei einer Förderung von 700 t/Tag werden 310 rm³ Berge eingebracht. Auf jeder der vier Blasschichten sind 2 Mann an der Bergekippe, 1 Mann an der Blasmaschine und 4 Mann im Streb beschäftigt.

Bei 12—14 Stunden Blaszeit je Tag errechnet sich eine Blasleistung von rd. 25 rm³/h. Dieser niedrige Wert ist durch die große Blasleitungslänge von 800 m bedingt, die wiederum einen hohen Luftverbrauch von 200 Nm³/rm³ zur Folge hat. In diesem Fall wäre also aus energiewirtschaftlichen und organisatorischen Gründen eine mit dem Streb wandernde Versatzmaschine von Vorteil. Zeitmessungen ergaben, daß je Schicht Stillstandszeiten von 2,5—3 h auftraten, von denen jedoch nur 0,5 h durch das Abschlagen der Rohre verursacht waren. Die restliche Stillstandszeit verteilt sich auf Störungen in der Streckenleitung und in der mangelhaften Bergezufuhr.

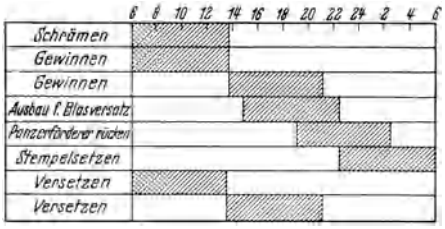


Abb. 303. Beispiel für die Einordnung des Blasversatzes in den Betriebsablauf eines Schrämstrebs

Beispiel 3. Die in Abb. 303 dargestellte Organisationsform entstammt einem Schrämstreb. Auf zwei Schichten werden 280 rm³ Berge eingebracht. Die Belegung entspricht derjenigen in Beispiel Nr. 2. Im Streb sind nur 3 Mann eingesetzt, weil eine besondere Kolonne von 2 Mann im Arbeitsvorgang „Ausbau für Blasversatz" schon

[1] Spruth, F.: Blasversatz und Stahlausbau. Bergfreiheit 1956 S. 209.

Holzstempel zwischen die Stahlstempel setzt, damit die Versatzarbeit hiervon entlastet ist. Auf die reine Arbeitszeit von 5 h/Schicht entfallen 2,5—3 h reine Blaszeit und 2,0—2,5 h Verlustzeit. Somit errechnet sich eine reine Blasleistung von 50 rm³/h und eine Gesamtblasleistung von 25 rm³/h.

142. — Der Schleuderversatz. Die Bergeversatzschleuder „Rheinpreußen" (Abb. 304) der Firma Frölich & Klüpfel wird in Verbindung mit einem Förderband angewandt und ist in einem besonderen Bandwagen (*f*) eingebaut, der auf dem Traggerüst des Förderbandes verfahren werden kann. Zu seiner Fortbewegung dient ein Mitnehmerhaspel; bei genügendem Einfallen kann zur Abwärtsfahrt die Schwerkraft ausgenutzt werden. Der Obergurt des Bandes mit dem Versatzgut wird durch den Bandwagen hochgezogen und läuft über ihn hinweg. Ein Abstreifer (*c*) trägt das Gut vom Förderband ab. Es fällt über einen Einlauftrichter (*d*) auf das quer zur Förderrichtung des Strebbandes angeordnete kurze, mit vier Mitnehmern aus Stahlblech ausgerüstete Schleuderband (*a*), das mit 14 m/sek umläuft. Der Antrieb des Schleuderbandes, das in einem beweglichen Schwenkarm eingebaut ist, geschieht durch eine Elektro- oder eine Druckluftrolle. Der Bewegungsrichtung des Schleuderbandes entsprechend muß der Versatz streichend vom Förderfeld aus eingebracht werden, wobei die Wurfweite zum Versetzen eines breiten Feldes ausreicht. Am günstigsten ist es, hierbei am unteren Strebende zu beginnen, damit sich der Versatz durch Abrollen in der Fallrichtung nicht wieder lockern kann.

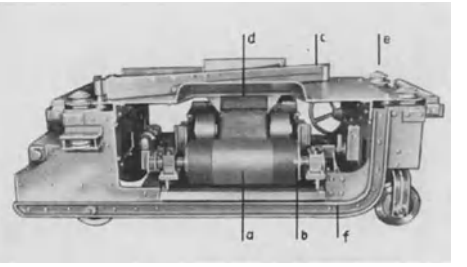


Abb. 304. Bergeversatzschleuder „Rheinpreußen".
a Schleuderband; — *b* Antriebsrolle; — *c* Abstreifer; — *d* Einlauftrichter; — *e* Führungsrollen; — *f* Bandwagen (Grundrahmen)

Mit Hilfe der Versatzschleuder können bis 100 und 130 rm³/h versetzt werden. Bemerkenswert ist, daß sie jegliches Versatzgut mit Korngrößen bis zu 120 mm verarbeiten kann. Die Bedienung der Maschine erfordert 2 Mann. Hinzu kommen drei weitere Leute zum Herstellen des bis auf etwa halbe Stempelhöhe reichenden Verschlages, Rauben des Ausbaus und Schlagen von Hilfsstempeln sowie ein weiterer Mann zum Nachschaufeln.

Der in Abb. 304 dargestellten Maschine ist in ihrer Anwendung infolge der Höhe des Traggerüstes sowie des Bandwagens eine Grenze gesetzt, so daß sie nur in Flözen von mehr als 1,5 m verwendet werden kann. Für Flöze von 1,2—1,5 m Mächtigkeit ist eine Schleuder bestimmt, die auf Schienen fährt, welche dem Fortschreiten der Versatzarbeit entsprechend ab- und vorgebaut werden. Die Berge werden über einen Untergurtförderer dem Schleuderband zugeführt, wobei das Unterband in ähnlicher Weise über den Schleuderbandwagen hinweggeführt wird wie beim normalen Gummigurtförderer das Oberband. — Eine weitere Bauart gibt es für das schwebende Einbringen von Versatzbergen in Verbindung mit einer Schüttelrutsche.

Vorteile des Schleuderversatzverfahrens sind dessen große Leistungsfähigkeit und Zuverlässigkeit. Nachteilig ist, daß es ein Band als Strebfördermittel voraussetzt, so daß es nicht zusammen mit Gewinnungsmaschinen angewandt werden kann, die an einen Zweiketten-Kratzerförderer gebunden sind. Auch kann nicht, wie z. B. beim Blasversatzverfahren, gleichzeitig versetzt und Kohle gefördert werden, es sei denn, es stünde für die Kohlenförderung ein gesondertes Abbaufördermittel zur Verfügung. Die Feldbreite muß mindestens 1,6 m betragen.

143. — Das Spülversatzverfahren. Allgemeines. Das Spülversatzverfahren ist dadurch gekennzeichnet, daß in Rohren strömendes Wasser das Versatzgut bis in den zu verfüllenden Abbauraum befördert. Zur Überwindung der Rohrwiderstände sowie zur Erzielung der zum Transport des Versatzgutes erforderlichen Fließgeschwindigkeit ist ein Druck notwendig, zu dessen Erzeugung die Aufgabestelle des Wasser-Berge-Gemisches wesentlich höher als der Versatzraum liegen muß. Man legt sie daher in den meisten Fällen nach über Tage und nur bei großen Teufen zur Verringerung der Wasserhaltungskosten auf eine obere Sohle. Das Spülgutgemisch durchfließt nacheinander die seigere Schachtleitung (Falleitung), den Hauptkrümmer und die anschließenden Leitungen in den Haupt- und Abbaustrecken. Als Folge des in den Leitungen zu überwindenden Widerstandes wird eine bestimmte Druckhöhe verbraucht, auf die sich der Spiegel des Spülstromes in der Falleitung einstellt. Ist er bis zur Aufgabestelle gestiegen, so ist für das betreffende Spülgutgemisch und den vorhandenen Rohrquerschnitt zugleich die größte Entfernung erreicht, bis zu der gespült werden kann. Der Spülstromspiegel sollte immer in Höhe der Aufgabe gehalten werden, damit das Mitreißen von Luft vermieden wird, die im weiteren Verlauf der Rohrleitung durch Stauung des Spülgutes Drücke hervorrufen kann, die zum Platzen der Rohrleitung führen können.

144. — Spülgut. Für den Spülversatz kommen in erster Linie feinkörnige Berge mit möglichst geringem Anteil an Feinstkorn in Betracht, wie Sand, Waschberge, Kesselasche, granulierte Hochofenschlacke u. dgl. Am günstigsten ist tonfreier Sand, der einen sehr dichten Versatz liefert und das Spülwasser schnell abgibt, allerdings die Rohrleitung ziemlich stark angreift. Waschberge haben den Nachteil, daß die tonigen Bestandteile sich abreiben und schwer zu klärendes Spülwasser ergeben und daß der in ihnen enthaltene Schwefelkies das Kreislaufwasser ansäuert, was zu verstärkter Korrosion der Leitungen führt. Die Kesselasche hat wegen ihrer geringen Menge nur untergeordnete Bedeutung, während granulierte Hochofenschlacke nur für solche Gruben in Betracht kommt, die in der Nähe von Hüttenwerken liegen. Wegen ihrer blasigen Beschaffenheit ergibt sie zwar keinen festen Versatz, wird aber trotz ihres hohen spezifischen Gewichtes leicht vom Wasser getragen und nutzt die Leitung trotz ihrer Härte und Scharfkantigkeit wenig ab. Für den Kalibergbau sind Rückstände der Kalifabrik als Spülgut besonders gut geeignet. Sofern Kiesablagerungen in der Nähe der Grube wirtschaftlich abgebaut werden können, kann auch Kies bis 60 mm Korngröße als Spülversatzgut verwendet werden. So wird z. B. im *Erzbergwerk Peine* der Salzgitter A.G. verfahren.

Für das Kornmischungsverhältnis kann als Regel genommen werden, daß mindestens 50% der einzuspülenden Berge eine Korngröße unter 6 mm haben müssen und daß der Anteil der Kornklasse über 40 mm nicht mehr als 5—7% betragen soll. Wird die richtige Mischung hergestellt, so werden die Hohlräume zwischen den größeren Stücken durch die feineren Teile ausgefüllt, so daß ein dem Sand nahezu gleichwertiger Versatz erzielt wird.

145. — Wasserzusatz. Für die Wirtschaftlichkeit des Spülversatzverfahrens ist der Wasserverbrauch von erheblicher Bedeutung. Der Wasserzusatz soll nur so reichlich sein, daß eine sichere Beförderung des Versatzgutes gewährleistet ist. Er ist von zahlreichen Faktoren abhängig und nimmt z. B. unter sonst gleichen Bedingungen mit wachsender Seigerhöhe der Falleitung ab und mit wachsenden Widerständen der söhligen Leitungen zu. Als sehr günstig ist ein Wasser-Berge-Verhältnis von 1 : 1 zu bezeichnen. Doch sind Verhältniszahlen von 2—5 m^3 Wasser je m^3 Versatzgut ebenfalls möglich.

Als ein Zeichen für die richtige Bemessung des Wasserzusatzes können nach SCHMID[1] die in den Spülleitungen häufig auftretenden Stöße betrachtet werden. Sie entstehen durch Absetzen von Spülgut in den Rohren, das dem folgenden Spülgut den Weg versperrt und so eine Steigerung der Druckhöhe bewirkt. Diese ist dann in der Lage, das abgesetzte Spülgut weiterzuschieben und zu verteilen, bis es sich erneut staut. Fehlen solche Stöße völlig, so ist meist ein Überfluß an Wasser vorhanden. Sind sie dagegen unregelmäßig und schwer, so ist dieses ein Zeichen von Wassermangel. Gleichmäßige, schnell aufeinanderfolgende kurze Stöße schaden jedoch nicht, sie zeigen vielmehr häufig das richtige Mischungsverhältnis von Wasser und Spülgut an.

146. — Berechnung des Rohrdurchmessers, des Wasserzusatzes und der größten Spüllänge. Von besonderer Bedeutung ist der Rohrdurchmesser und damit der Querschnitt der Rohrleitung. Mit steigendem Rohrdurchmesser nehmen zwar die Reibungswiderstände ab, gleichzeitig wird aber die Strömungsgeschwindigkeit vermindert und die Gefahr des Absetzens von Spülgut erhöht. Ihr kann nur durch Erhöhung des Wasserzusatzes begegnet werden. Bei kleinerem Rohrdurchmesser ist zwar geringe Absatzgefahr, dagegen höhere Reibung vorhanden. Der damit verbundenen geringeren Spülweite kann ebenfalls nur durch höheren Wasserzusatz begegnet werden. Das Höchstmaß an Leistung kann somit für ein bestimmtes Spülgut bei gegebener Entfernung nur mit einem bestimmten Rohrdurchmesser erreicht werden. Im allgemeinen schwanken diese zwischen 125 und 200 mm, wobei die unteren Werte für kleine Leistungen und feinkörniges Gut, die oberen Werte für große Leistungen und gröberes Gut gelten. Die Errechnung des Rohrdurchmessers D(m) geschieht auf Grund der Beziehung $\frac{\pi D^2}{4} = \frac{Q}{60 \cdot v}$, worin Q (m^3/min) die Aufgabemenge und v (m/sek) die Geschwindigkeit des Spülstromes bezeichnen.

Ein Beispiel zeige die Berechnung einer Spülversatzanlage. Als Spülgut diene Sand. Eine Rohrleitung von 150 mm Durchmesser stehe zur Verfügung. Die theoretische Schwebegeschwindigkeit im Aufwasserstrom (w_{th}) wird nach einer Formel von SCHMID berechnet: $w_{th} = 55 \sqrt{d \cdot (\gamma - 1)}$, wobei d der Durchmesser eines kugeligen Kornes in cm und γ dessen spezifisches Gewicht bedeuten. Der Durchmesser sei z. B. 1 cm und $\gamma = 2{,}5$, so daß $w_{th} = 55 \sqrt{1 \cdot (2{,}5 - 1)} = 67$ cm/sek ist. Da im Betrieb der 3—4fache Wert zugrunde gelegt werden muß, ist eine

[1] SCHMID, F.: Beiträge zur Theorie und Praxis des Spülversatzes. Berg- u. Hüttenm. Jb. 1933 S. 14.

Geschwindigkeit von 2—3 m/sek zu verwirklichen. Eine Mischung von 1 m³ Spülgut und 2 m³ Wasser sei als geeignet angenommen. Die in der Spülleitung herrschende Geschwindigkeit ist dann

$$v = \frac{Q_w + Q_m}{F \cdot 60} \quad [\text{m/sek}].$$

Dabei sind F der Querschnitt des Spülrohres, hier 0,0177 m², Q_w die Wassermenge und Q_m die aufgegebene Spülgutmenge in m³/min. Q_m hat sich nicht auf lose geschüttetes Gut, sondern auf fm³ zu beziehen. Bei einem Schüttungskoeffizienten von 1,5 ist 1 rm³ = 0,66 fm³ und es ergibt sich dann $v = (2 + 0{,}66)/0{,}0177 \cdot 60$ = 2,5 m/sek. Die errechnete Geschwindigkeit des Spülstromes entspricht somit der geforderten Geschwindigkeit.

Welches ist die Entfernung, bis zu welcher der Spülstrom befördert werden kann? Sie wird unter der Voraussetzung von kreisrunden, glatten Rohren berechnet nach der Formel

$$L = \frac{H \cdot D \cdot 2g}{\lambda \cdot v^2} \quad [\text{m}].$$

Darin bedeuten H (m) die wirksame Druckhöhe, g die Erdbeschleunigung und λ die Widerstandszahl. Für die Berechnung von λ benutzt SCHMID eine Abänderung der Langschen Formel: $\lambda = \gamma \cdot (a + 0{,}0018/\sqrt{v\,D})$ und schlägt für a folgende Werte vor: 0,02 bei Aufgabe von reinem Wasser, 0,03 bei Aufgabe von Wasser und Material. Im Beispiel ergibt sich dann für $\lambda = \gamma\,(0{,}03 + 0{,}0018/\sqrt{2{,}5 \cdot 0{,}15})$. Für γ muß das spezifische Gewicht der Spülmischung eingesetzt werden. Aus der Mischungsformel

$$(Q_m \gamma_m + Q_w \gamma_w)/(Q_m + Q_w)$$

ergibt sich, wenn man die Zahlenwerte einsetzt

$$(0{,}66 \cdot 2{,}5 + 2)/(0{,}66 + 2) = 1{,}37\ \text{t/m}^3.$$

Im Falle unseres Beispiels ist λ dann 0,045, so daß nunmehr die Spüllänge lediglich eine Funktion der wirksamen Druckhöhe H ist. Diese sei mit 400 m angenommen. Somit ergibt sich für die Länge $L = \frac{400 \cdot 0{,}15 \cdot 19{,}6}{0{,}045 \cdot 6{,}25} \sim 4170$ m.

Ist die zu überwindende Spüllänge geringer, so wird sich der Druckspiegel des Spülstromes bei gleichem Mischungsverhältnis und derselben Aufgabemenge auf eine niedrigere Höhe einstellen und mit der gleichen Geschwindigkeit wie vorher wird der Spülstrom durch die Rohrleitung fließen. Ein Sinken des Druckspiegels bringt aber die Gefahr eines Ansaugens von Luft mit sich. Um nun bei verringerter Spüllänge doch mit annähernd vollen Rohren zu arbeiten und den Druckspiegel bis an die Aufgabestelle heraufzuziehen, ist eine Erhöhung des Widerstandes der Rohrleitung notwendig. Sie kann durch fünf Mittel erreicht werden:

1. Durch Erhöhung der Aufgabemenge bei gleichbleibendem Mischungsverhältnis. Eine erhöhte Spülmenge bedingt eine größere Geschwindigkeit, in deren quadratischem Verhältnis der Widerstand in der Spülleitung wächst.

2. Durch Verringerung der Wasserzugabe bei gleichbleibender Aufgabemenge je Minute, wodurch infolge Erhöhung des spezifischen Gewichtes des Spülstroms der Reibungsbeiwert erhöht wird.

3. Durch Erhöhung der Aufgabemenge und anteilmäßige Verringerung der Wasserzugabe.

4. Durch Verringerung des Rohrdurchmessers. Dieses Mittel ist das wirksamste, bei einer gegebenen Spülleitung allerdings nicht anwendbar. Es sei nur deswegen darauf hingewiesen, um auch in diesem Zusammenhang erneut auf die Bedeutung des Rohrquerschnitts aufmerksam zu machen.

5. Durch Verringern der gleichzeitig beschickten Versatzbetriebspunkte wird der Widerstand des Gesamtnetzes heraufgesetzt.

147. — Betriebsstörungen. Die meisten Betriebsstörungen im Spülversatzbetrieb werden durch Rohrverstopfungen verursacht, die durch Änderung des Mischungsverhältnisses, durch Wassermangel an der Aufgabestelle oder auch durch sperrige Gegenstände in der Leitung hervorgerufen werden können. Von großer Bedeutung für einen störungsfreien Ablauf des Spülens ist die Bedienung der Mischanlage über Tage. Ihre Aufgabe ist die richtige Einhaltung des Mischungsverhältnisses und der Aufgabemenge sowie ein ordnungsgemäßes Vor- und Nachspülen. Das Vorspülen soll so lange dauern, bis das Wasser am Austragsende voll ausströmt und zugleich eine entsprechende Druckhöhe erreicht ist, damit der Wasserstrom das Spülmaterial aufnehmen kann. Nachspülen ist besonders vor längeren Stillstandszeiten erforderlich. Zum schnellen Auffinden und Beseitigen von Verstopfungen haben sich auf französischen Gruben Entlastungsventile bewährt, die in Abständen von 50 m eingebaut werden[1]. Sie bestehen aus T-förmigen Stutzen, die mit 1 mm starkem Messingblech oder mit Gummiplatten verschlossen sind. Bei Verstopfungen geben die Verschlüsse nach, und die Leitung fließt oberhalb der Verstopfung leer.

148. — Mischanlagen. Die Mischung des Versatzgutes mit dem Wasser erfolgt, soweit sie nicht bei der Gewinnung, z. B. beim Abspritzverfahren, an anstehenden weicheren Schichten möglich ist, in Trichtern oder Trögen. Die Mischanlage wird zumeist in einem kurzen Hilfsschacht neben dem Hauptschacht eingerichtet und besteht aus einem oft mehrere hundert Kubikmeter fassenden Vorratsbunker und der Anlage zur Vermischung von Versatzgut und Wasser.

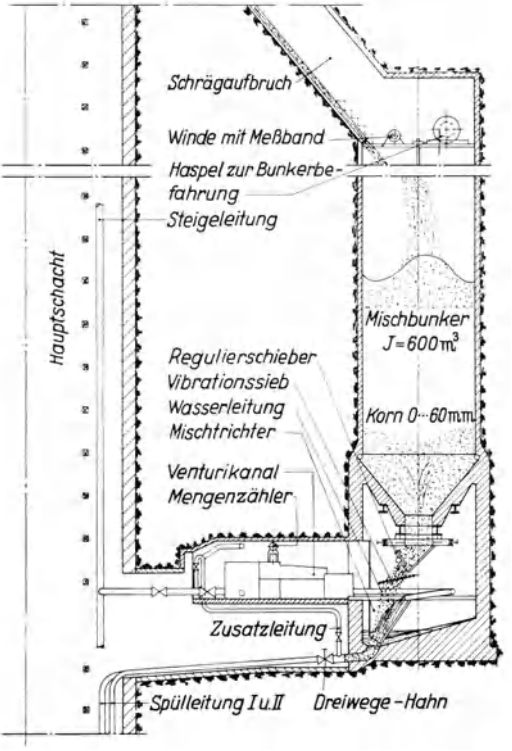


Abb. 305. Mischanlage für Spülversatz

In Abb. 305 ist eine Mischanlage dargestellt, wie sie auf der Eisenerzgrube Peine der Erzbergbau Salzgitter A.G. angewendet wird. Die Mischanlage ist mit den Spülwasserspeicherstrecken in 237 m Teufe neben dem Hauptschacht angeordnet, so daß das Spülwasser nur bis zu dieser Höhe gehoben werden muß. Das Spülversatzgut, ein Kies unter 60 mm Korngröße, wird aus einem übertägigen Schachtbunker von 60 m³ Inhalt durch Fallbühnen zur Mischanlage gefördert. Dabei sind die Fallbühnen in 20 m Abstand im Schacht angeordnet und besitzen versetzte Abflußrohre von 400 mm Durchmesser, so daß das Spülgut von Bühne zu Bühne frei fällt und schließlich durch einen Schrägaufbruch zum Mischbunker gelangt, der ein Fassungsvermögen von 600 m³ hat.

Die Vermischung des Versatzgutes mit dem Wasser geschieht auf folgende Weise: Durch den am Bunkeraustrag angebrachten Regulierschieber wird die Aufgabemenge genau bemessen und einem Vibrationssieb zugeleitet, auf dem eine

[1] KINDERMANN, G. C.: Die Spülversatzanlagen des Loire-Bezirks. Glückauf 1932 S. 715.

starke Auflockerung des Gutes erzielt wird. Der Versatzgutstrom trifft anschließend im Mischtrichter auf den aus der Wasserleitung austretenden Spülwasserstrom, so daß eine innige Vermischung erfolgt. Um das Ansaugen von Luft zu vermeiden, ist der Mischtrichter, von dem aus die Spülleitungen in den Schacht führen, stets bis zu einer bestimmten Höhe gefüllt. Sofern die Wassermenge im Mischtrichter nicht ausreicht, kann noch zusätzliches Wasser in der Spülleitung zugegeben werden. Ebenso wie die Spülgutmenge wird auch die Wassermenge genau bemessen. Hierzu wird das aus der Steigleitung kommende Wasser durch eine Meßvorrichtung geleitet, die aus einem Venturikanal mit einem angeschlossenen Mengenzähler besteht.

149. — Rohrleitungen, Krümmer und Verschläge. „Hauptabfallkrümmer", d. h. diejenigen zwischen der Schacht- und der Streckenleitung, verschleißen am stärksten, dann folgen mit geringerem Verschleiß: Krümmer in geneigten und söhligen Leitungen, Streckenleitungen und Schachtleitungen. Nach der Beschaffenheit des Spülgutes kann folgende Reihenfolge mit wachsendem Verschleiß aufgestellt werden: Lehm, lehmiger Sand, Sand, Kesselasche, Brechberge und Hochofenschlacke.

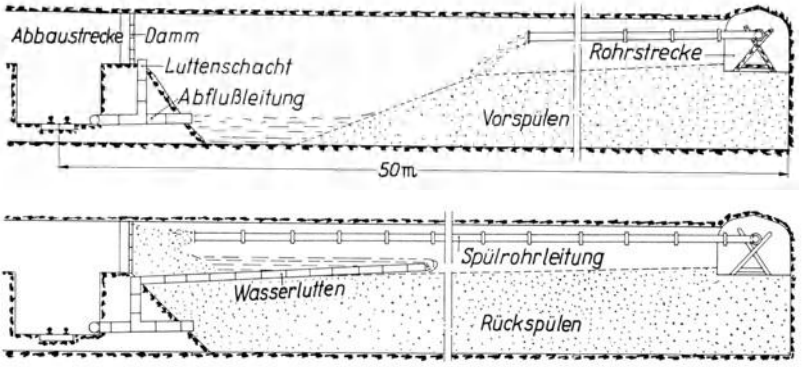


Abb. 306. Beispiel für die Durchführung des Spülversatzes beim streichenden Stoßbau

Die Krümmer werden entweder aus sehr verschleißfestem Hartstahl von 20 bis 25 mm Wandstärke hergestellt oder sie werden mit Schmelzbasalt ausgekleidet, was sich am wirkungsvollsten erwiesen hat.

Als Werkstoff für die Spülversatzrohre kommt nur Stahl in Betracht. Zur Erhöhung ihrer Lebensdauer werden sie häufig mit einem Futter versehen. Schmelzbasalt und die Auskleidung mit Mansfelder Kupferschlacke haben sich am besten bewährt. Gegenüber einfachen Stahlrohren ist bei ausgekleideten Rohren eine 10—20fache Lebensdauer zu erwarten. Außerdem wurde festgestellt, daß Schmelzbasaltrohre eine 25—30% niedrigere Widerstandszahl als normale Stahlrohre aufweisen. Eine gute, geradlinige Verlegung der Rohre spielt für ihre Lebensdauer eine nicht zu unterschätzende Rolle. Dem stärksten Verschleiß unterliegen alle Rohre in der Nähe der Flanschen, da die Stoßstellen oft nicht genau aufeinander passen.

Die Verschläge haben die Aufgabe, den zu verspülenden Raum gegen die benachbarten Grubenbaue abzugrenzen. Sie müssen beim Spülversatz besonders widerstandsfähig sein, um ein Durchbrechen des frischen, noch in Entwässerung begriffenen Gutes zu verhindern. Anderseits muß die Beobachtung der Verdichtung des Versatzes und ein ungehindertes Abfließen der klaren Trübe möglich sein. Bei feinkörnigem Versatzgut (Lehmtrübe) lassen sich diese Forderungen nicht vereinigen. Man versucht dann, die Verschläge dicht herzustellen und läßt die Trübe über den Verschlag abfließen oder zieht sie mittels Holzlutten ab (Abb. 306), wie es auf der Grube Peine der Salzgitter A.G. gehandhabt wird. Um die Kosten

für die Verschläge gering zu halten, sollte der Abbau so geführt werden, daß die abzudichtende Fläche klein ist, d. h. möglichst nur Strecken abgedämmt werden müssen (vgl. Ziff. 57).

150. — Klären und Heben des Spülwassers. Das Klären des abfließenden Wassers verursacht häufig Schwierigkeiten, weil bei ungenügender Klärung ein Teil des eingespülten Gutes als Schwebstoff, z. B. bei tonigem Versatzgut bis zu 40%, wieder abfließt. Außerdem greift mangelhaft geklärtes Wasser die Pumpen stark an. Häufig reicht die Klärung in „Überfallbecken" aus oder es werden Faschinen oder ähnliche Filtereinrichtungen in den Wasserstrom eingeschaltet, die das Schwebegut zurückhalten. Für schwer zu klärendes Wasser kann man die Standklärung oder die Laufklärung[1] anwenden.

Die *Standklärung* besteht darin, daß das abfließende Wasser in Behältern angestaut und mit der fortschreitenden Klärung nach und nach von oben nach unten durch besondere Öffnungen abgezapft wird. Der abgelagerte Schlamm wird von Hand ausgestochen oder durch maschinelle Schlammfördermittel, wie Mammutpumpen, Scheibenkolbenpumpen u. a., entleert.

Einfacher und billiger ist die *Laufklärung*. Hierzu läßt man die Trübe entweder auf einem längeren Weg durch alte tieferliegende Baue fließen oder man stellt parallel aufgefahrene Doppelstrecken bereit, in denen abwechselnd geklärt oder ausgeschlämmt wird. Manchmal wird auch eine neue Strecke aufgefahren, wenn die alte zugeschlämmt ist.

Die Hebung des Spülwassers kann in der Hauptwasserhaltung oder in einer besonderen Wasserhaltung erfolgen. Man wird das aus den Spülbetrieben abfließende Wasser nur dann der Hauptwasserhaltung zuführen, wenn es bis zu Tage gehoben werden muß und wenn es genügend geklärt ist. Sonst sind besondere, kleinere Pumpen zweckmäßig, deren Betrieb sich dem Spülbetrieb anpassen kann und deren stärkerer Verschleiß durch mangelhaft geklärtes Wasser nur geringe Kosten verursacht. Allerdings benötigt man in diesem Fall eine besondere Steigleitung.

151. — Abbauverfahren mit Spülversatz. Wegen seiner großen Leistungsfähigkeit — es können 60—150 m³ Versatzgut stündlich verspült werden — fordert das Spülversatzverfahren große Räume, die in einem Arbeitsgang versetzt werden können. Lagerstätten großer Mächtigkeit, die im Pfeilerbau, Firstenkammerbau, Firstenstoßbau, streichenden Stoßbau und Querbau abgebaut werden, eignen sich daher in erster Linie für die Anwendung des Spülversatzes. Auch die Fähigkeit des Wassers, bis in entlegene Teile des Versatzraumes zu dringen und auf seinem Wege Spülgut mitzunehmen, wirkt sich in gleichem Sinne aus. Besonders günstig sind Abbauverfahren, die einen Abschluß des Versatzraumes durch kleine billige Verschläge gestatten. Bei dem größten Teil der obengenannten Abbauverfahren trifft diese Bedingung zu. Am wenigsten ist sie beim streichenden Strebbau erfüllt, der zwar heute auch große Versatzräume schafft, jedoch für jedes Feld oder Doppelfeld zur Abgrenzung des Versatzraumes gegen den offenen Streb ausgedehnte Verschläge notwendig macht. In Ausnahmefällen kann man jedoch auch eine größere Anzahl von Feldern auf einmal verspülen. Schwebender Strebbau ist im allgemeinen wesentlich günstiger, da bei ihm der Verschlag längs der im Einfallen verlaufenden Kohlenabfuhrstrecke jeweils nur um das Maß des täglichen Abbaufortschritts verlängert zu werden braucht. Bei sehr flachem Einfallen ist allerdings hier auch ein Verschlag gleichlaufend dem Kohlenstoß notwendig, jedoch kann dieser

[1] STEPHAN, E.: Beitrag zur Frage der schwierigen Klärung von Schlammtrübe beim Spülbetrieb unter Tage. Kohle u. Erz 1938 S. 334.

verhältnismäßig schwach ausgebildet sein. Sinkt die Flözmächtigkeit zudem auf 2 m und weniger, so sind in der Regel andere Versatz- oder Abbauverfahren wesentlich günstiger.

152. — Anwendung des Spülversatzes in den verschiedenen Bergbauzweigen. Nach den Ausführungen des vorigen Abschnitts ist es erklärlich, daß der Spülversatz nur dort Verbreitung gefunden hat, wo eine große Lagerstättenmächtigkeit vorliegt.

Im Steinkohlenbergbau ist er in Oberschlesien, Sachsen, Mährisch-Ostrau, in Lothringen und im südfranzösischen Kohlenbecken usw. zu finden. Im Ruhr-, Aachener und holländischen Kohlenbergbau wird er dagegen nicht angewandt, weil sich andere Versatzverfahren als zweckmäßiger und wirtschaftlicher erwiesen haben. Der Braunkohlentiefbau Mitteldeutschlands besitzt alle Voraussetzungen zur Anwendung des Spülversatzes, besonders was die Verringerung der Abbauverluste beim Pfeilerbruchbau betrifft. Er hat sich jedoch nicht eingeführt, weil bisher im allgemeinen die Versatzkosten im Vergleich zum Wert der Kohle zu hoch sind[1]. Von den deutschen Erzgruben wendet ihn nur die Schachtanlage Peine der Salzgitter A.G. in Verbindung mit streichendem Stoßbau an. Ferner ist er im Tiefbau der Grube Maubacher Bleiberg noch in jüngster Zeit angewendet worden[2].

Der Spülversatz wurde im Kalibergbau im Jahre 1907 erstmalig auf der Schachtanlage Bleicherode erprobt und hat anschließend im Südharzbezirk schnelle Verbreitung gefunden[3]. Hier gestattet er sogar den Abbau der Pfeiler zwischen den mit Kalifabrikrückständen dicht zugespülten Kammern. Allerdings ist der Spülversatz bisher auf die Hartsalz- und Sylvinitwerke beschränkt geblieben, weil sich nur für diese eine Spüllauge herstellen läßt, die das anstehende Salz nicht angreift. Die Carnallitwerke stehen der Schwierigkeit gegenüber, daß das Chlormagnesium ihrer Lagerstätte leicht löslich ist und die Spüllauge deshalb nur schwer in der unschädlichen Zusammensetzung zu halten ist.

153. — Leistung und Kosten des Spülversatzes. Die Leistung des Spülversatzverfahrens schwankt auf den einzelnen Gruben innerhalb weiter Grenzen. Sie wird weniger durch organisatorische Fehler beeinträchtigt, sondern ist vorwiegend von der Bemessung der gesamten Anlagen, also der Mischanlage und der Größe der Rohrleitungsdurchmesser abhängig. Die Art des Versatzgutes kann insofern einen Einfluß ausüben, als bei günstigem Spülversatzgut ein besseres Mischungsverhältnis — weniger Wasserzusatz — möglich und dadurch die Leistung höher ist.

Entsprechend den Leistungen schwanken auch die Kosten beim Spülversatz. Hier spielen zunächst die Bergebeschaffungskosten, die sich aus den Kosten für die Gewinnung, Förderung und u. U. für die Aufbereitung zusammensetzen, eine wichtige Rolle. Des weiteren ist zu bedenken, daß die Kosten des Verfahrens mit der Länge der Spülrohrleitung, der Anzahl der Abzweigungen, der Höhe der Verschläge usw. zunehmen. Weitere Kosten verursachen das Klären und Heben des Spülwassers. Allgemein gilt, daß große Spülanlagen wesentlich billiger arbeiten als solche mit kleinen Leistungen. Eine größere Eisenerzgrube, die rd. 2000 t Erz je Tag fördert, weist im Spülversatzbetrieb einen Schichtenaufwand von 2,1 Sch je 100 t aus. Hiervon entfallen 0,8 Sch/100 t auf die Sandgewinnung und den Trans-

[1] Hirz: Neuere Versuche zur Erhöhung der Leistung im Braunkohlentiefbau. Braunkohle 1932 S. 461.

[2] Arnold, Nehm u. Siebdrat: Spülversatz aus Flotationsabgängen im Tiefbau der Grube Maubacher Bleiberg. Erzmetall 1956 S. 581.

[3] Spackeler, G.: Kalibergbaukunde. Halle: W. Knapp 1957.

port über Tage und 1,3 Sch/100 t auf den Spülbetrieb unter Tage. Die Kosten für den Spülversatz dieser Grube ergeben sich aus folgender Zusammenstellung:

a) Gewinnungskosten des Spülgutes	1,86 DM/m³
b) Transportkosten des Spülgutes	0,60 DM/m³
c) Bergebeschaffungskosten (a + b)	2,46 DM/m³
d) Kosten des Spülbetriebes	2,54 DM/m³
e) Spülversatzkosten (c + d)	5,00 DM/m³

154. — Der Blindortversatz. Allgemeines. Der Blindortversatz ist von der Zufuhr flözfremder Berge unabhängig. Er macht den Abbau zum Selbstversorger, indem das Versatzgut durch Herstellen von dem Abbau nachfolgenden Strecken gewonnen und in den zwischen den Strecken befindlichen Abbauhohlraum versetzt wird. Da diese Strecken der Förderung, Fahrung und Wetterführung nicht dienen und daher, abgesehen von ihrer gelegentlichen Ausgestaltung als Fluchtstrecke, nach rückwärts keinerlei Verbindung zu haben brauchen, werden sie blinde Strecken genannt und das ganze Verfahren infolge der Gewinnung des Versatzes in blinden Strecken (Örtern) Blindortversatz. Seine Vorteile bestehen darin, daß er die flache Bauhöhe der Abbaubetriebspunkte nicht beschränkt und der Abbaufortschritt, soweit er von der Gestaltung der Versatzarbeit beeinflußt wird, nur vom Vortrieb der Blindörter abhängig ist, dagegen nicht von der Leistungsfähigkeit der Blindschacht- und Abbaustreckenförderung usw. Die sicheren Kosten des Blindortversatzes sind niedrig und betragen 65—75% derjenigen des Handvollversatzes[1] (vgl. Ziff. 115).

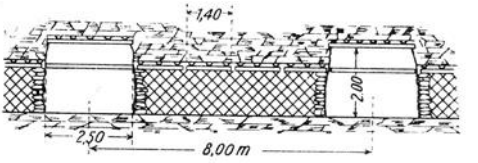


Abb. 307. Blindörter (Querschnitt)

Diesen Vorteilen stehen eine Reihe von Nachteilen gegenüber. Zu ihnen ist in erster Linie die Tatsache zu rechnen, daß Schießarbeit beim Auffahren der Blindörter nicht zu vermeiden ist, daß die Staubbekämpfung bei der Bohr- und Schaufelarbeit umständlich ist und auch eine gewisse Steinfallgefahr besteht. Aus diesen Gründen ist auf Einwirkung der Bergbehörde der Blindortversatz im Abnehmen begriffen. Nur noch 4% der westdeutschen Steinkohlenförderung wurden 1956 in Verbindung mit Blindortversatz gewonnen.

155. — Herstellung der Blindörter. Am zweckmäßigsten ist es, die Blindörter durch Nachreißen des Hangenden aufzufahren (Abb. 307 und 308), da alsdann die Berge vom Liegenden, ohne sie heben zu müssen, in den seitlich angrenzenden Hohlraum geschafft werden können. Meistens werden sie vom Blindort aus nach unten versetzt. Nur in ganz flacher Lagerung ist die Richtung gleichgültig. Zu einem Nachreißen des Liegenden entschließt man sich nur bei besonderen Nebengesteinsverhältnissen und wenn zur Vermeidung größerer Grubengasansammlungen die Schaffung von Hohlräumen im Hangenden vermieden werden muß. Um der Steinfallgefahr zu begegnen, ist ein Ausbauen der Blindörter notwendig, wozu einfache Türstöcke aus

[1] Rauer, G.: Bergeversatz und Bergewirtschaft im Ruhrbergbau an der Jahreswende 1951/52. Glückauf 1952 S. 551.

Holz meist genügen. Auch empfiehlt es sich, den Strebraum gegen Schußwirkungen zu sichern. Besondere Bruchstempel zur Verstärkung des eigentlichen Ausbaus können hierzu dienen. Um eine Beanspruchung der Dachschichten über den Arbeitsfeldern und auch den Aufenthalt im Blindort selbst möglichst einzuschränken, ist angestrebt worden, die Blindörter von der Kohlenstoßseite aus nachzuschießen. Abgesehen davon, daß bei Vorhandensein zündgefährlichen Kohlenstaubs hiergegen Bedenken bestehen, ist es in wenig mächtigen Flözen schwer, die erforderlichen Schüsse schräg nach oben zu bohren.

Höhe und Breite der Blindörter sowie ihr Abstand voneinander hängen von der Flözmächtigkeit ab. Blindortversatz trifft ähnlich wie Handversatz bei einer Mächtigkeit von 0,80—1,60 m die günstigsten Bedingungen an. In dünnen Flözen werden zwar schon bei mäßigen Querschnitten große

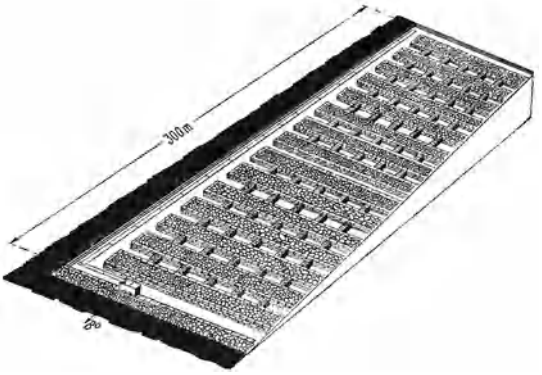


Abb. 308. Blindortversatz beim streichenden Strebbau

Bergemengen gewonnen, jedoch ist ihr Einbringen schwierig. In mächtigen Flözen dagegen wird es schließlich unmöglich, die notwendigen Bergemengen überhaupt zu gewinnen, da der Bergebedarf sehr groß ist und der Anteil der Kohle am Blindortquerschnitt so erheblich wird, daß nur große Streckenhöhen und geringe Abstände ihn befriedigen könnten[1]. Welcher Blindortquerschnitt gewählt werden kann, hängt von den Gebirgsverhältnissen des einzelnen Falles ab, jedoch werden kaum 8 m^2 überschritten. Auch darf der Raum zwischen den Blindörtern selten weniger als 5 m betragen, da vor allem bei großer Streckenbreite das Hangende zu sehr geschwächt werden würde.

Von Wichtigkeit ist die Frage, bis zu welchem Ausmaß der Vortrieb der Blindörter der Forderung nach einem großen Abbaufortschritt gerecht werden kann. Der Blindortversatz ist in dieser Beziehung günstig zu beurteilen. Einmal ermöglicht er die Hereingewinnung während der Versatzarbeit, so daß die Gewinnung nur während des Umlegens des Strebfördermittels unterbrochen zu werden braucht, zum anderen kann durch mehrschichtige Belegung der Vortrieb der Blindörter so weit gesteigert werden, daß ein Abbaufortschritt bis zu 3 m je Tag zu erreichen ist.

[1] Vgl. auch MERKEL: Betriebsergebnisse mit Blindortversatz in Flözen größerer Mächtigkeit. Glückauf 1933 S. 789.

IX. Gebirgsbewegungen im Gefolge des Abbaus

156. — Allgemeiner Verlauf der Bodenbewegungen im Gebirgskörper. Die Auswirkungen eines durch bergmännische Tätigkeit unter Tage geschaffenen Hohlraumes auf die hangenden Schichten und die Erdoberfläche können ganz verschiedener Art sein. Sie sind abhängig von der Größe des Hohlraums, von der Teufe, in der er hergestellt wird, sowie von der Art des Gebirges. Eruptivgesteine oder auch manche Erze, wie Magnetit, Hämatit und Roteisenstein, die eine hohe Festigkeit aufweisen, oder Steinsalz und einige Kalisalze, wie Sylvinit, und in geringerem Maße Hartsalz u. a., die fest und sehr zäh sind, verhalten sich anders als geschichtete Gesteine, wie z. B. Sandsteine und Tonschiefer, und diese wieder anders als rollige Gesteine, wie Sand, Kies u. dgl.

In *sehr festen oder zähen Gesteinen* ist die Bildung großer Hohlräume möglich, ohne daß eine Einwirkung auf die Tagesoberfläche stattfindet. Die Gesteine sind dann den Spannungshäufungen gewachsen, die in der Umgebung des Hohlraumes durch dessen Bildung eintreten. Die Firste des Hohlraums biegt sich nicht durch, sondern bleibt freitragend in der Schwebe. Hierbei kann es, solange der Hohlraum bestimmte, je nach dem Gestein verschiedene Ausmaße nicht übersteigt, gleichgültig sein, ob er rechteckigen, quadratischen oder mehr oder weniger runden Querschnitt besitzt. Da der Verlauf der Druck- oder Spannungslinien jedoch gewölbeähnlich ist, findet mit zunehmender Größe des Hohlraums eine Anpassung an die Gewölbeform statt, indem der Kern des Gewölbes aus der Firste und den seitlichen Stößen allmählich in den Hohlraum hineinfällt. Hat er auf diese Weise eine diesem Druckgewölbe ähnliche Gestalt erhalten, so können die Veränderungen aufhören und der Hohlraum weiterhin offenbleiben. Oder aber die Veränderungen gehen weiter, bis der ganze Hohlraum verbrochen und mit Bruchgesteinen verfüllt ist. Ein weiteres Zusammenbrechen hört auf, der Bruch „läuft sich tot". Genügt die Gesteinsfestigkeit oder Zähigkeit jedoch hierzu nicht, so wird sich bei genügender Größe des Hohlraums der Bruch bis zu Tage fortsetzen. An der Tagesoberfläche kommt es zur Ausbildung einer Senkungsmulde unter Erscheinungen und auf Grund von Gesetzmäßigkeiten, die in den folgenden Ziffern näher geschildert werden.

Bei *geschichteten Gesteinen*, wie Sandsteinen und Tonschiefern, treten diese Auswirkungen viel eher ein. Eine Hohlraumbildung ohne sichtbare Auswirkungen auf das Hangende ist in Sandsteinen nur in geringem Maße und kurze Zeit möglich und in noch geringerem Maße bei Tonschiefern. Es findet sehr schnell ein Hereinbrechen und Hereinbiegen des Hangenden in den Hohlraum statt. Art und Auswirkungen auf die Tagesoberfläche sollen wegen ihrer Bedeutung für den Steinkohlenbergbau besonders ausführlich behandelt werden.

Bei *nicht oder wenig verfestigten Gesteinen*, wie Sanden und sandigen Tonen, ist ein offener Hohlraum ohne Ausbau überhaupt nicht möglich. Wird der Ausbau entfernt, so bricht das Hangende in kurzer Zeit bis zur Tagesoberfläche herein. Es bilden sich Abbruchkanten, deren Winkel

im ungünstigsten Fall dem Böschungswinkel des betreffenden Gesteins gleichkommen, meist aber größer sind, da innere Reibung und gegenseitiges Stützen der Massen auf ein steileres Abbrechen hinwirken. Derartige Erscheinungen können häufig beim Braunkohlenbruchbau Mitteldeutschlands angetroffen werden.

Auch die *Teufe* ist von Einfluß auf die Auswirkungen bergmännischer Hohlräume auf das Gebirge. Im einzelnen ist er allerdings noch wenig geklärt. Es steht fest, daß der Gebirgsdruck mit der Teufe zunimmt. Diese Zunahme ist in festem Gestein jedoch keineswegs verhältnisgleich der wachsenden Teufe, also der zunehmenden Überlagerung. Vielmehr spielt hier die Verspannung der Gesteine in sich und innerhalb des ganzen Gebirgskörpers eine Rolle. Auf sie ist es zurückzuführen, daß der Gebirgsdruck in einem rasch fortschreitenden Abbau im Steinkohlenbergbau sich in vielen Fällen als praktisch unabhängig von der Teufe erwiesen hat. Es wirken hier zunächst nur die unteren Schichten des Hangenden ein. Anderseits kann es keinem Zweifel unterliegen, daß unter sonst gleichen Verhältnissen ein Hohlraum in geringen Teufen umfangreichere Ausmaße besitzen kann, ohne zu verbrechen, als in größeren Teufen. Ein Hohlraum bestimmter Ausmaße wird also in dem gleichen Gestein in oberen Teufen ohne Einfluß auf das Hangende und damit auf die Tagesoberfläche bleiben können, wogegen er in größeren Teufen zusammenbrechen würde. Anderseits wird das Totlaufen eines Bruches in größeren Teufen häufiger sein als in geringen Teufen.

157. — Senkungsvorgänge an der Erdoberfläche im Steinkohlenbergbau. Die im Steinkohlenbergbau verbreiteten Abbauverfahren — sei es, daß sie das unmittelbare Hangende absenken oder zu Bruch werfen — rufen auf jeden Fall eine Absenkung des Haupthangenden hervor, die sich bis zur Tagesoberfläche fortpflanzt. Die das Steinkohlengebirge zusammensetzenden Gesteinsschichten, Tonschiefer, Sandschiefer und Sandstein, sind nicht standfest oder zäh genug, daß sich in ihnen durch den Abbau geschaffene Hohlräume offen erhalten könnten oder ein „Totlaufen" des Bruches einträte. Anders ist es bei Hohlräumen, wie sie durch das Auffahren von Strecken entstehen. Diese können bei genügender Standfestigkeit des Gesteins lange offenbleiben, und wenn sie verbrechen, wird ein Einfluß auf die Tagesoberfläche nur bei geringen Teufen bemerkbar sein (Tagesbrüche). Bei mittleren und großen Teufen tritt eine Auswirkung auf die Tagesoberfläche dagegen nicht ein.

Von besonderer Bedeutung ist es, daß die Absenkung sich nicht nur senkrecht nach oben fortpflanzt, sondern auch seitlich unter einem bestimmten Winkel. Die von der Absenkung betroffene Fläche ist also stets größer als die Projektion der abgebauten Fläche auf die Tagesoberfläche. Es kommt an der Oberfläche zur Ausbildung eines Senkungstroges, der über die Abbaukanten hinübergreift, nach den Rändern zu immer flacher wird und schließlich seine Grenze findet. Der gesamte, über dem Abbauraum von der Absenkung betroffene Gebirgskörper hat also die Form eines abgestumpften Kegels. Die Seitenflächen dieses Kegels bilden mit einer waagerechten Ebene den *Grenzwinkel.* Der *Bruchwinkel* führt dagegen mit seinem steilen Schenkel zu der häufig über Tage feststellbaren, im Zerrungsmaximum befindlichen Bruchkante. Er ist immer steiler als der Grenzwinkel, in Ausnahmefällen können

beide Winkel zusammenfallen. Vor einigen Jahrzehnten war es überhaupt allein der Bruchwinkel, der bei Senkungsberechnungen berücksichtigt wurde; den über ihn hinausreichenden Abbauwirkungen schenkte man wenig Beachtung. Je plastischer oder lockerer die Gesteine sind, ein um so weiterer Bereich wird von diesen Vorgängen betroffen, um so mehr reicht er über die Zone des Bruchwinkels hinaus und um so stärker ist der Grenzwinkel vom Bruchwinkel unterschieden. Seitliche Bewegungen sind nach dem Tiefsten des Senkungstroges hin gerichtet. Sie sind zugleich die Voraussetzung dafür, daß außerhalb des Bereiches über dem Abbaufeld überhaupt eine Absenkung stattfinden kann. So gilt auch, daß keine seitliche Bewegung ohne gleichzeitige Absenkung möglich ist. Diese horizontalen Bewegungen äußern sich in relativen Längenänderungen in Richtung zum Abbauschwerpunkt.

Zwischen dem Rande und der Mitte des Senkungstroges sind demnach bei vollkommener Ausbildung aller Vorgänge eine Zerrungszone, eine Pressungszone und schließlich eine Zone ruhiger senkrechter Absenkung zu unterscheiden. Diese auf Overhoff, Lehmann, Keinhorst[1] u. a. zurückgehenden Vorstellungen sind inzwischen vielfach durch Messung und Rechnung nachgeprüft und bestätigt worden. Hierbei hat sich herausgestellt, daß die Zone der Zerrungen nach außen durch den Grenzwinkel, nach dem Innern der Senkungsmulde ungefähr durch die von der Abbaukante ausgehende senkrechte Ebene begrenzt wird. Ihr Höchstmaß erreichen die Zerrungen in der Ebene des Bruchwinkels, woraus es sich auch erklärt, daß es hier häufig zum Abbrechen der Schichten kommt.

158. — Größe des Bruch- und Grenzwinkels. Die Größe des Bruchwinkels ist keineswegs einheitlich. Er hängt einmal ab von der Art des Gebirges und ist im Steinkohlengebirge steiler als im Deckgebirge und in festen Gesteinen des Deckgebirges wieder steiler als in schwimmsandähnlichen Schichten. Von dieser Regel gibt es allerdings zahlreiche Ausnahmen, und es sind Fälle bekanntgeworden, bei denen sehr steile Winkel auch in lockeren Deckgebirgsschichten nachgewiesen sind. Weiterhin ist der Bruchwinkel abhängig vom Einfallen des Flözes sowie davon, ob er an der unteren oder oberen Abbaugrenze oder in der Richtung des Streichens des abgebauten Flözes gemessen wird. Im Ruhrbezirk werden im allgemeinen folgende Bruchwinkel angenommen:

1. im Steinkohlengebirge:
   a) an der unteren Abbaugrenze:
      bei flacher oder wenig geneigter Lagerung 85g,
      bei einem Fallwinkel von etwa 40g an aufwärts 60g,
   b) an der oberen Abbaugrenze: 85g,
   c) im Streichen nach beiden Seiten hin: 85g;
2. im Deckgebirge:
   a) im Kreidemergel: 80g,
   b) in schwimmenden und rolligen Massen: 35—45g.

[1] Lehmann, K.: Bewegungsvorgänge bei der Bildung von Pingen und Trögen. Glückauf 1919 S. 933; — ferner Keinhorst: Bei Bodensenkungen auftretende Bodenverschiebungen und Bodenspannungen. Glückauf 1928 S. 1141.

Über die Größe des Grenzwinkels lassen sich dagegen genaue Angaben von allgemeiner Gültigkeit nicht machen. Er ist meist 6—12^g kleiner als der Bruchwinkel. Jede Grube muß bestrebt sein, durch fortgesetzte Messungen zuverlässige Grenz- und Bruchwinkelwerte zu erhalten.

159. — Größe der Absenkung und Teufe. Aus dem Übergreifen der Abbauwirkungen über die untertägigen Abbaukanten hinaus ergibt sich, daß ein Abbaufeld gleichen Umfangs ein um so größeres Senkungsfeld an der Tagesoberfläche hervorruft, in um so größerer Teufe es liegt (Abb. 309). Infolgedessen wird bei im übrigen gleichbleibenden Bedingungen also das Maß der Senkung über Tage um so geringer, je größer die Teufe ist, in der abgebaut wird. Eine „unschädliche" Teufe, in der ein Abbauhohlraum im Steinkohlengebirge keinerlei Auswirkung mehr auf Tagesoberfläche ausüben würde, gibt es jedoch nicht. Um aber das Höchstmaß der Absenkung eines Punktes über Tage herbeizuführen, ist jedoch in größerer Teufe der Abbau einer viel umfangreicheren Fläche notwendig als in geringer Teufe.

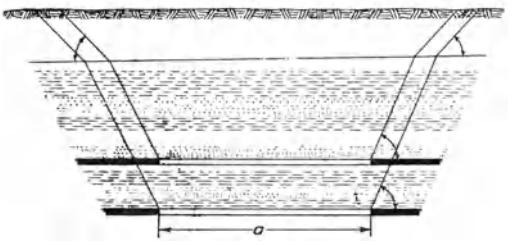


Abb. 309. Einwirkungsbereiche beim Abbau gleichgroßer Flächen in verschiedenen Teufen

Die Größe dieser Fläche wird jeweils durch die Grenzwinkel des Einwirkungsbereichs bestimmt. Schneiden sich die freien Schenkel (Fall *b* in Abb. 310) dieser Grenzwinkel, die an den Abbaukanten nach dem Innern des Senkungstroges hin angelegt werden, genau an der Tagesoberfläche, so wird dieser Punkt die größte Absenkung in diesem Trog erfahren. Nach den Vorschlägen von KEINHORST und LEHMANN[1] spricht man in diesem Fall vom Abbau einer „Vollfläche". Ist die Abbaufläche kleiner (Fall *a* in Abb. 310), schneiden sich infolgedessen die freien Schenkel der Winkel noch im Innern des Gebirges, so handelt es sich nur um den Abbau einer „Teilfläche", ist sie größer (Fall *c* in Abb. 310), so spricht man vom Abbau einer „Überfläche".

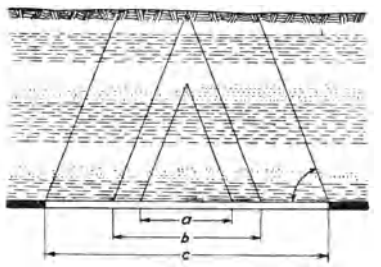


Abb. 310. Darstellung des Abbaus einer Teilfläche (*a*), Vollfläche (*b*) und Überfläche (*c*)

160. — Senkungen, Zerrungen und Pressungen beim Abbau von Teil-, Voll- und Überflächen. In Abb. 311 ist der Senkungsvorgang beim Abbau einer Teilfläche dargestellt. Die Senkungsmulde ist scharf ausgeprägt. An ihren Rändern herrschen Zerrungen, in ihrem Innern Pressungen und entsprechende seitliche Verschiebungen.

[1] LEHMANN: Planmäßige Abbauführung. Glückauf 1938 S. 321.

Beim Abbau einer Vollfläche (Abb. 312) ist die Senkungsmulde flacher. Die Zerrungen an den Rändern sind die gleichen, jedoch werden die Pressungen zur Muldenmitte hin geringer.

Beim Abbau einer Überfläche (Abb. 313) beschränken sich Zerrungen und Pressungen auf die Ränder, während in der Mitte der flach verlaufenden Mulde gleichmäßige Vollsenkung ohne seitliche Verschiebungen herrscht.

Wesentlich ungleichförmiger ist der Verlauf der Zerrungs- und Pressungskurve bei stärkerem Einfallen. Abb. 314 läßt dies für die stark geneigte Lagerung erkennen.

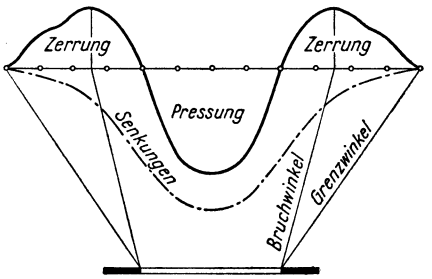


Abb. 311. Senkungsmulde beim Abbau einer Teilfläche

161. — Zeitdauer der Bewegungen. Ist es zu einer Gewölbe- und Hohlraumbildung gekommen, so kann ein Zusammenbrechen des Gebirges und eine Absenkung der Tagesoberfläche vielfach erst nach Jahren oder Jahrzehnten erfolgen.

Im allgemeinen ist dagegen der zeitliche Verlauf des Senkungsvorgangs viel schneller als früher angenommen wurde. Die Senkung setzt langsam ein, erreicht bald ihr Höchstmaß, das unverändert eine Zeitlang bestehenbleibt, um dann in eine allmählich verzögerte Bewegung überzugehen. Je nach der Teufe und der Gebirgsbeschaffenheit, je nachdem, ob der Zusammenhalt des Hangenden durch den früheren Abbau schon weitgehend gestört worden ist oder nicht, ist die Zeitspanne bis zum Erreichen der Vollsenkung unterschiedlich. Im allgemeinen werden nach einem Jahr 75% und nach zwei Jahren schon 90% der Vollsenkung erreicht.

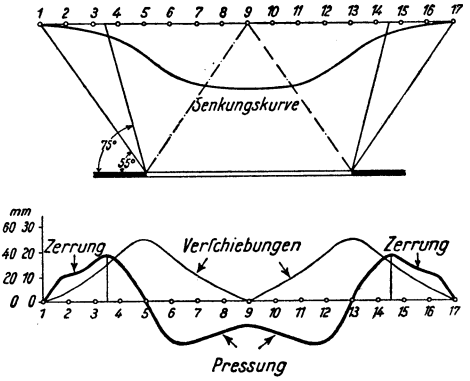


Abb. 312. Senkungsmulde beim Abbau einer Vollfläche

162. — Bergschäden[1]. Die bei dem geschilderten Verlauf der Senkungen an den Gebäuden und sonstigen Anlagen auf der Erdoberfläche durch die Bodenbewegungen hervorgerufenen Beschädigungen

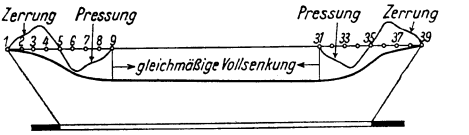


Abb. 313. Senkungsmulde beim Abbau einer Überfläche

[1] Vgl. Oberste-Brink u. Weissner in Bd. I des Sammelwerkes. Essen: Verlag Glückauf 1942. — Niemczyk: Bergschadenkunde. Essen: Verlag Glückauf 1949.

können durch Senkung, durch Schiefstellung und durch Zerrungen und Pressungen entstehen. Geht der Abbau unter festen und spröden Schichten um (Sandstein, Sandschiefer, Konglomerate u.dgl.), so können auch durch plötzliches Aufreißen von Bruchspalten erdbebenartige Erschütterungen eintreten[1].

Einfache *Senkungen* sind, wenn nicht etwa mit Erschütterungen verbunden, für kleine Gebäude meist unschädlich, und auch größere Bauwerke können solche Senkungen ohne erhebliche Beschädigungen mitmachen,

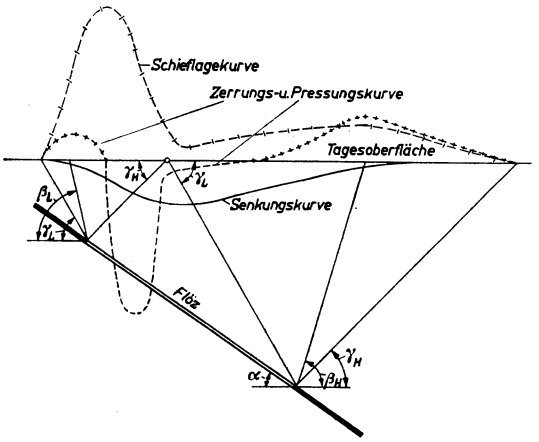


Abb. 314. Verlauf der Senkungen, Zerrungen und Pressungen sowie Schieflagen im Gefolge eines Abbaus in stark geneigter Lagerung

wenn diese einigermaßen gleichmäßig verlaufen. Je umfangreicher allerdings ein Gebäude ist, um so schwieriger wird die gleichmäßige Senkung. Dagegen sind Wasserläufe mit geringem Gefälle auch gegen geringfügige Senkungen wegen der dadurch veranlaßten Vorflutstörungen und Versumpfungserscheinungen bereits sehr empfindlich.

Schiefstellungen treten an den Rändern der Senkungsmulden auf und machen sich besonders ungünstig bemerkbar.

In *Zerrungsgebieten* treten auf: Erdrisse, breite und steil geneigte Risse in Häusern und Mauern, Erweiterung der Stoßfugen der Schienen und Auseinanderziehen von Rohrleitungen. *Pressungsgebiete* sind dagegen gekennzeichnet durch schrägstehende Bordsteine, Mauer- und Pflasterstauchungen, flachgeneigte oder waagerechte Häuserrisse[2].

Gebäude und sonstige Anlagen in Gegenden, die fernab von jedem Bergbau liegen, können sog. scheinbare Bergschäden aufweisen, die den in Bergbaugebieten auftretenden gleich oder ähnlich sind. Aus dieser Tatsache folgt, daß durchaus nicht alle Schäden in Bergbaugebieten auf den Berg-

[1] LINDEMANN: Gebirgsschläge im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau. Glückauf 1926 S. 293.

[2] NIEMCZYK: Bergschadenkunde. Essen: Verlag Glückauf 1949; — ferner: O. LUETKENS: Bauen im Bergbaugebiet. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1957.

baubetrieb zurückzuführen sind und daß es vielfach unmöglich ist, von „typischen Bergschäden" zu sprechen.

163. — Maßnahmen der Abbauführung. Am ungünstigsten ist der Senkungsvorgang beim Abbau einer Teilfläche, da hier Pressungen und Zerrungen das verhältnismäßig größte Ausmaß erreichen. Die geringsten Auswirkungen treten dagegen beim Abbau einer Überfläche auf, weil bis auf Zerrungen und Pressungen in den Randgebieten eine gleichmäßige Absenkung über dem Hauptbereich des Abbaus erfolgt. Hieraus ergibt sich vom Standpunkt der Verringerung der Bergschäden die Notwendigkeit, kurze Abbaufronten zu vermeiden. Auch die streichenden Baulängen sollten groß gewählt werden, damit möglichst wenig Randzonen mit ihren Zerrungen und Pressungen entstehen. Aus dem gleichen Grunde sind auch zeitliche Unterbrechungen des Abbaus zu vermeiden.

Schließlich ist es vorteilhaft, nach Möglichkeit eine Häufung der Abbauwirkung mehrerer Flöze an der Baugrenze zu vermeiden. So zeigt Abb. 315,

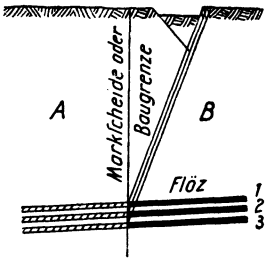


Abb. 315. Die Tagesoberfläche stark beanspruchende Abbauführung an der Baugrenze

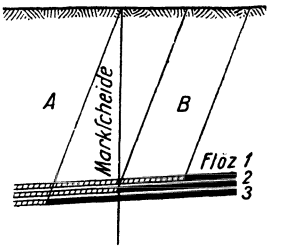


Abb. 316. Die Tagesoberfläche schonende Abbauführung an der Baugrenze

wie der Abbau in drei Flözen bis an die Markscheide herangeführt ist und eine starke Bruchwirkung verursacht hat. Wird der Abbau jedoch nach Abb. 316 geführt, so findet eine Verteilung und Verringerung der Bruchwirkung statt. Die Randzone des Senkungstroges wird auf diese Weise zwar verbreitert, Zerrungen und Pressungen sind jedoch im ganzen gemildert.

Die Vollfläche erreicht bei flacher Lagerung und großer Teufe Ausmaße, die durch einen Abbaubetriebspunkt meist nicht mehr bewältigt werden können. Sie hat z.B. bei 450 m Teufe und einem Grenzwinkel von 70^g bereits einen Durchmesser von etwa 550 m. Statt eines Abbaus müssen alsdann mehrere Abbaue nebeneinander angeordnet und zu gleicher Zeit und mit möglichst gleichem Abbaufortschritt zu Felde geführt werden. Ein anderes Mittel zur Erreichung einer Voll- oder Überfläche besteht darin, die Streben in benachbarten Flözen so gegeneinander zu verstellen, daß sich die Pressungen der einen Senkungsmulde und die Zerrungen der benachbarten überdecken und nach Möglichkeit aufheben. LEHMANN[1] spricht hierbei von „harmonischem Abbau" (vgl. Ziff. 52, S. 253). An zwei von LEHMANN gegebenen Beispielen sei er näher erläutert.

Der Schnitt in Abb. 317 zeigt eine flachgelagerte Flözgruppe, die durch fünf Blindschächte ausgerichtet ist. Würde man die drei Flöze zugleich oder

[1] LEHMANN: Planmäßige Abbauführung. Glückauf 1938 S. 321.

hintereinander zunächst zwischen dem ersten und zweiten, dann zwischen dem zweiten und dritten Blindschacht usw. abbauen, so würden vier scharfe Senkungsmulden mit ihren Zerrungs- und Pressungsrändern entstehen. Eine solche Mulde ist in dem oberen Teil der Abbildung wiedergegeben. Dehnt man jedoch den Abbau sofort über sämtliche vier Blindschachtabschnitte aus, so daß vier Streben gleichzeitig zu Felde gehen, so wird die Oberfläche mit ihren geringeren Auswirkungen erreicht. Es bilden sich nacheinander die dargestellten drei flachgelagerten Senkungsmulden heraus.

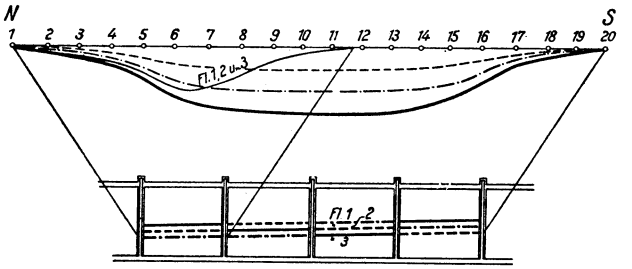


Abb. 317. Steile und flache Senkungsmulden beim Abbau mehrerer flachgelagerter Flöze

Hierbei ist es grundsätzlich gleichgültig, ob der Abbau in den vier Blindschachtfeldern von oben nach unten voranschreitet oder ob der Kohlenmischung wegen in einzelnen Feldern ein liegendes Flöz vor dem Hangenden in Angriff genommen wird.

Abb. 318 zeigt, wie der gleiche Grundsatz bei steiler Lagerung durchgeführt werden kann. Werden zunächst die Flöze 1, 2 und 3 verhauen, so ergibt sich eine scharfe, tiefe Senkungsmulde. Werden dagegen zunächst die Flöze 1, 4 und 8, dann die Flöze 2, 5 und 9 gebaut und schließlich die

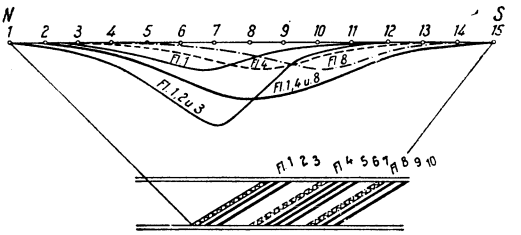


Abb. 318. Steile und flache Senkungsmulden beim Abbau mehrerer steilgelagerter Flöze

Flöze 3, 7 und 10, so entsteht eine breite flache Senkungsmulde, wie die Senkungslinie der Flöze 1, 4 und 8 erkennen läßt.

164. — Sicherheitspfeiler für den Grubenbetrieb. Eine andere Maßnahme zur Verhütung oder Milderung der Folgen von durch den Abbau bewirkten Gebirgsbewegungen besteht im Anstehenlassen von Sicherheitspfeilern. Man versteht hierunter Teile des Lagerstättenkörpers, die vom Abbau unberührt bleiben. Es sind solche Sicherheitspfeiler zu unterscheiden,

die aus Rücksicht auf untertägige Anlagen stehenbleiben, und solche, die wichtige Gegenstände an der Erdoberfläche schützen sollen.

Dem Schutz der Grubenbaue dienen zunächst die *Markscheide-Sicherheitspfeiler*. Sie sollen eine Gefährdung des Bergwerks durch Wasserdurchbrüche von Nachbargruben her ausschließen und außerdem gefährliche Störungen der Wetterführung durch Eindringen schädlicher Gase aus angrenzenden alten Bauen oder frischer Wetter in diese verhüten.

Ferner gehören hierher diejenigen Sicherheitspfeiler, die, wie der für den nördlichen Ruhrbezirk vorgeschriebene *Mergelsicherheitspfeiler*, die Wasser des Deckgebirges von den Grubenbauen fernhalten sollen.

Als Stärke dieser Sicherheitspfeiler sind im Ruhrbezirk 20 m (von der Markscheide aus nach jeder Seite söhlig, von der Mergelgrenze aus seiger gemessen) behördlich vorgeschrieben.

Eine große Bedeutung für den Grubenbetrieb haben die *Schachtsicherheitspfeiler*. Ihre wichtigste Aufgabe ist, den Schacht vor Abbauwirkungen zu bewahren. Außerdem sollen sie auch wichtige Gebäude um den Schachtansatzpunkt schützen. Bei ihrer Bemessung muß man zunächst dem Umfang der zu schützenden Oberfläche Rechnung tragen. Voraussetzung ist weiterhin eine zuverlässige Kenntnis der Grenzwinkel. Bei flacher Lagerung sind die Winkel nach allen Seiten gleich, die Grenzflächen des Sicherheitspfeilers fallen an allen Seiten gleichmäßig (mit z. B. 75—85^g) nach der Teufe ein. Bei steilem Einfallen dagegen pflanzt sich der Senkungsvorgang von der unteren Abbaukante unter einem Winkel von 60^g oder flacher nach der Oberfläche fort; der Sicherheitspfeiler muß daher an der Seite, nach der die Flöze einfallen, stärker bemessen werden und durch eine Fläche begrenzt sein, die einen entsprechend flacheren Winkel mit der Waagerechten bildet. Im Deckgebirge sind flachere Winkel zu berücksichtigen als im Steinkohlengebirge. Die Schachtsicherheitspfeiler nehmen infolgedessen nach der Teufe mehr oder weniger stark zu und haben die Form abgestumpfter Kegel (s. S. 8).

165. — Sicherheitspfeiler für die Erdoberfläche. Ebenso wie die Schachtsicherheitspfeiler müssen auch die zur Schonung von Tagesanlagen bestimmten Sicherheitspfeiler nach der Größe des Schutzbereiches und nach dem Verlauf der Bruchwirkungen bemessen werden. Es kommen solche Anlagen in Betracht, deren Unversehrtheit oder deren ungestörter Betrieb von öffentlichem Interesse ist. Die Berücksichtigung des wirtschaftlichen Gesichtspunktes läuft einfach hinaus auf eine Berechnung derjenigen Verluste, die sich bei Anstehenlassen der Sicherheitspfeiler als entgangener Gewinn ergeben würden, und derjenigen Kosten, mit denen die Gewinnung dieser Mineralmengen durch die Mehrkosten eines Abbaus mit Versatz oder durch die notwendigen Vergütungen für Bergschäden aller Art oder durch beide belastet werden würde.

166. — Vermeidung von Sicherheitspfeilern. Die oben angeführten Nachteile haben mehr und mehr die Erkenntnis reifen lassen, daß Sicherheitspfeiler einen Notbehelf darstellen und, wenn möglich, vermieden werden sollten. Dieses Bestreben wird bei den Markscheide-Sicherheitspfeilern durch die zunehmende Vereinigung des Felderbesitzes infolge der Bildung großer Bergwerksgesellschaften unterstützt, wodurch die Markscheiden fort-

fallen. Der Deckgebirgs-Sicherheitspfeiler kann dort angegriffen werden, wo wasserstauende Schichten, wie in der westlichen Hälfte des Ruhrbezirks, das Flözführende überlagern.

Besonders schädlich haben sich Sicherheitspfeiler unter Kanälen u. dgl. erwiesen. Man hat daher vielfach mit ihrem nachträglichen Abbau begonnen. Hierbei ist es wichtig, in einer Weise vorzugehen, die eine gleichmäßige und gleichzeitige Absenkung des Kanallaufs ermöglicht. Ein verschieden großer Kohlenreichtum unter einzelnen Teilen des Kanallaufs muß infolgedessen besondere Berücksichtigung finden, da anderenfalls die Absenkung verschieden stark ausfallen würde. Diese Berücksichtigung kann entweder durch teilweisen Abbau eines kohlenreichen Gebietes erfolgen, während das kohlenarme Gebiet ganz abgebaut wird, oder aber man beeinflußt die Senkung durch das Abbauverfahren, indem man in dem flözreichen Feld mit möglichst tragfähigem Versatz arbeitet, in dem flözarmen Feld dagegen Bruchbau anwendet[1].

X. Gebirgsdruckauswirkungen um einen Streb

167. — Allgemeines. Die durch einen Streb verursachten Spannungsänderungen im Gebirge und die von ihnen ausgehenden Auswirkungen sind ungleich vielseitiger und stärker als die einer Strecke. Es hängt dies einmal damit zusammen, daß er nicht ortsgebunden, sondern ortsveränderlich ist, also seine Lage in breiter Front in Richtung des Abbaufortschritts täglich verändert.

Es darf auch in diesem Zusammenhang unter einem Streb nicht nur der offene Strebraum verstanden werden, wie dies vom abbautechnischen Gesichtspunkt betrachtet der Fall zu sein pflegt. Dann wäre er mit einer 3—5 m breiten und 200—300 m langen Strecke, deren Höhe der Flözmächtigkeit entspricht, zu vergleichen. Hier muß der rückwärtige, mit Versatz oder hereingeworfenen Dachschichten verfüllte, den „Alten Mann" bildende ausgekohlte Flözteil ebenfalls mit einbegriffen werden.

Der ursprünglich im unverritzten Gebirge vorhandene Spannungszustand wird durch die großflächige Fortnahme der Kohle aus dem Gebirgsverband grundlegend und in viel stärkerem Maße gestört als durch einen Streckenhohlraum. Diese Störung wirkt sich vor der Strebfront, an der Strebfront und noch weit hinter ihr aus. Neben diesen gewissermaßen den Flözkörper selbst treffende Auswirkungen sind noch starke Einflüsse bis weit ins Hangende und Liegende zu unterscheiden.

168. — Die Gebirgsdruckauswirkungen in der Flözebene. Vor der vorrückenden Strebfront sind vom Streb ausgehende zusätzliche Druckwirkungen zunächst in vorgesetzten Abbaustrecken festzustellen. Sie machen sich in einer meist 30 m breiten Zone in Form von Schieferungserscheinungen im Hangenden und Liegenden des Flözes und an den Streckenstößen bemerkbar. Zwar nicht mit dem Auge, aber durch markscheiderische Fein-

[1] Bals: Über Senkungsvorausberechnungen. Mitt. Markscheidew. 1931/32 S. 98. — Schleier: Zur Frage der Senkungsvorausberechnung beim Abbau von Steinkohlenflözen in geneigter Lagerung. Ebenda 1937 S. 16.

messungen sind die Druckwirkungen auch auf noch größere Entfernungen nachweisbar, und zwar bis auf 50 m bei Schieferton- und bis auf 150 m und mehr bei Sandsteinhangendem.

Am stärksten sind diese Abbaudruckwirkungen in einer mehrere Meter breiten Zone neben und vor der vorrückenden Strebfront. Hier treten vertikale und horizontale Bewegungen auf. Durch die Annäherung von Hangendem und Liegendem wird die Kohle zusammengedrückt. Hierdurch verringert sich die ursprüngliche Flözmächtigkeit und es kommt zur Ausbildung von parallel zur Strebfront verlaufenden Abtrennungsflächen in der Kohle, den *Drucklagen* (s. Ziff. 172). Die horizontalen Bewegungen sind zum offenen Strebraum hin gerichtet[1]. Sowohl die Kohle als auch das unmittelbare Hangende und Liegende werden von ihnen betroffen, und zwar um so stärker, je plastischer das Gestein, je geringer also sein Widerstand ist. Die Kohle kann bis zu 10 cm weit in den Abbauraum hineinwandern, wodurch ein Öffnen der Schlechten bewirkt und der „Gang der Kohle" gefördert wird. Das Ausmaß seitlicher Bewegungen des Hangenden schwankt von 0 bei festem Sandstein bis etwa 5—10 cm bei Tonschiefer. Die seitlichen zum Strebraum gerichteten Bewegungen des Liegenden sind im allgemeinen gering, können aber bei sehr weichem Gestein größeres Ausmaß erreichen und zu erheblichen Sohlenhebungen führen.

Im offenen Strebraum findet außer den erwähnten seitlichen Bewegungen vor allen Dingen eine häufig mit der Bildung von *Setzrissen* verbundene Absenkung des Hangenden statt, die weit vor der Strebfront schon begonnen hat, aber hauptsächlich im rückwärtigen Strebraum stattfindet. Sie setzt sich so lange fort, bis das Hangende auf dem Versatz oder dem hereingebrochenen Gestein eine feste Auflage gefunden hat. Das ist der Fall, wenn bei Versatzbau der Versatz und bei Bruchbau die hereingebrochenen Dachschichten vollständig zusammengedrückt sind. Je nach Flözmächtigkeit, Art des Hangenden und Art der Ausfüllung des Alten Mannes ist die Absenkung 50—150 m hinter der Strebfront praktisch beendet.

Außer der vorderen und rückwärtigen Begrenzung des ganzen Strebraums sind auch die Flözteile zu beiden Seiten der Kopf- und Bandstrecke zu beachten. Auch hier treten zusätzliche Druckwirkungen auf, die bis 10 m tief in den Stoß in Form mehr oder weniger starker Rißbildung festzustellen sind. An diese zerdrückte Zone schließt sich noch ein weiterer, etwa 10—30 m breiter Streifen an, der unter zusätzlichen Spannungen steht. Ist also z. B. die alte Ladestrecke für den nach unten anschließenden Streb nicht mehr als Kopfstrecke verwendbar und muß infolgedessen eine neue Strecke aufgefahren werden, so ist meist anzuraten, sie in die Rißzone zu legen und nicht in die an sie anschließende Zone erhöhter Spannungen. Aber auch in einem Aufhauen, das sich der alten Ladestrecke nähert, können sich die erwähnten Zonen durch Rißbildung im Flözkörper und durch verstärkte Ausgasung bemerkbar machen. Das gleiche ist im oberen Teil des neuen Strebs der Fall, der längs der alten Abbaukante vorgetrieben wird.

169. — Auswirkungen eines Abbaus auf hangende und liegende Flöze. Die durch einen vorrückenden Abbau hervorgerufenen Spannungs-

[1] Hoffmann, H.: Messungsergebnisse in einem gebirgsschlaggefährdeten Flöz. Glückauf 1951 S. 101.

änderungen im Gebirge wirken sich auch auf hangende und liegende Flöze aus. Dies ist auch durchaus verständlich, wenn man sich vorstellt, daß hinter einer vorrückenden Strebfront das Hangende erst nach 50—150 m wieder eine feste Auflage gefunden hat und sich in den 50—150 m breiten und 200—300 m langen Abbauraum allmählich absenkt. Während der Absenkung findet eine Aufblätterung der Gebirgsschichten statt. Solange die Aufblätterung besteht, kann das Gewicht des Hangenden innerhalb der Aufblätterungszone nicht auf das Liegende übertragen werden. Daher sind unterbaute Flöze innerhalb der Aufblätterungszone ohne Abbaudruck und somit schwerer gewinnbar. Auch haben das Hangende des Flözes und natürlich ebenso die in ihm aufgefahrenen Strecken durch die Unterbauung gelitten. Sie werden, wie in Ziff. 50 näher begründet, nicht nur abgesenkt, sondern auch gepreßt und gezerrt. Außerdem geraten Grubenbaue innerhalb der Zusatzdruckzone des vorweggebauten Flözes unter starken Druck.

Auch einem liegenden Flöz wird der Abbaudruck genommen, wenn ein Abbau in einem hangenden Flöz darüber hinweggeht. Die Wirkung nach dem Hangenden und Liegenden ist gewöhnlich bis zu einem Abstand von 50 m am schlechten Gang der Kohle erkennbar.

Ähnliches tritt ein, wenn der Abbau in benachbarten Flözen zwar nicht zu gleicher Zeit beginnt, aber in kurzen Abständen aufeinander folgt. Eine Beruhigung des durch den Abbau des einen Flözes gestörten Gleichgewichtes im Gebirge tritt erst wieder ein, wenn das Hangende eine neue feste Auflage gefunden hat und der ganze Gebirgskörper wieder unter Spannung geraten ist. Dieses ist der Grund für die erwähnte alte bergmännische Regel, die Flöze in der Reihenfolge vom Hangenden zum Liegenden zu bauen. In den meisten Fällen wird, wenn notwendig, ein benachbartes liegendes Flöz schon in Angriff genommen werden können, wenn der Abbau im Hangenden 50—100 m weiter vorgerückt ist. Diese Entfernungen bedeuteten früher einen zeitlichen Abstand von 2—4 Monaten oder mehr, heute, angesichts der größeren Abbaufortschritte, vielfach nur noch einen solchen von 1—3 Monaten.

Zuweilen kommt es jedoch auch vor, daß eine Beeinflussung des hangenden Flözes erwünscht ist, das liegende Flöz daher vorher abgebaut und das hangende schon bald nachher in Betrieb genommen wird. Es ist dieses einmal der Fall, wenn man im hangenden Flöz einen gröberen Sortenanfall wünscht. Er wird durch geringeren Nutzdruck und verminderten Gang der Kohle herbeigeführt. Auch die Menge des ausströmenden Methans kann für diesen Entschluß maßgebend sein, insbesondere wenn das hangende Flöz dünn, das liegende dagegen mächtig ist. Das hangende Flöz erlaubt dann infolge des geringeren Querschnitts der Arbeitsfelder nicht so leicht, das Methan durch große Wettermengen zu verdünnen. In dem mächtigeren liegenden Flöz ist dagegen diese Möglichkeit gegeben. Bei vorherigem Abbau dieses Flözes kann also der Gebirgskörper schon weitgehend entgasen, und beim späteren Abbau des dünnen Flözes werden infolgedessen nur noch geringe Mengen Methan auftreten, die auch mit geringeren Wettermengen leicht bewältigt werden können. Eine wichtige Rolle spielt der vorherige Abbau eines Flözes zur Bekämpfung der Gefahr von Gebirgsschlägen und von Kohlensäureausbrüchen.

170. — Der Einfluß von Restpfeilern. Unter Restpfeilern oder Kohleninseln versteht man nicht abgebaute Flözstücke beschränkten Umfangs, die an mindestens drei Seiten vom Alten Mann umgeben sind. Ein begrifflicher Unterschied zwischen Restpfeiler und Kohleninsel wird nicht für notwendig erachtet. Auch von ihnen geht ein Einfluß in das Liegende und in das Hangende aus und beim Abbau sind besondere Vorsichtsmaßnahmen erforderlich.

Die Ursache für diese Sonderstellung von Restpfeilern ist in der Tatsache zu erblicken, daß der Zusammenhang des Gebirges über ihnen erhalten geblieben ist ,während sich das Hangende rings um sie herum abgesenkt hat. Sie haben infolgedessen nicht nur das Gewicht des senkrecht auf ihnen lagernden Gebirges aufzunehmen, sondern auch noch von einem daran angrenzenden Bereich. Unterhalb, innerhalb, aber auch oberhalb eines Restpfeilers bilden sich daher Zonen erhöhter Gebirgsspannungen aus, die unter bestimmten Bedingungen zu Gebirgsschlägen führen können.

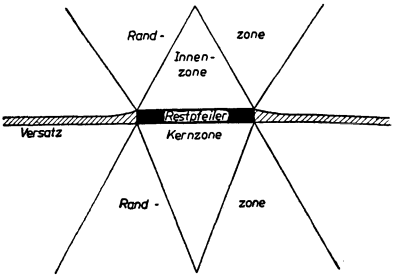


Abb. 319. Einwirkung eines Restpfeilers in Richtung zum Liegenden und Hangenden

In der Einwirkung eines Restpfeilers nach unten und oben unterscheidet man gemäß Abb. 319 eine Kern- und Innenzone mit starkem Zusatzdruck und eine Randzone mit mäßigem Zusatzdruck[1]. Die seitlichen Zonen weisen dagegen keinerlei zusätzliche Einwirkungen auf. Die seigere Ausdehnung der Kernzone und auch der Innenzone ist sehr verschieden, dürfte aber bei flacher Lagerung über 50—70 m nicht hinausgehen. Sie reicht bei festem Gestein weiter als bei weniger festem und ist außerdem von der Größe und Form des Restpfeilers abhängig. Insbesondere in der Kernzone und auch in der Innenzone ist die Aufrechterhaltung von Grubenbauen erschwert, während hier andererseits der Gang der Kohle sowohl im Streckenvortrieb als auch im Streb vielfach begünstigt wird.

Aus dem Vorhergehenden folgt, daß Restpfeiler nach Möglichkeit vermieden werden müssen, daß man sogar versuchen sollte, vorhandene Reststücke noch nachträglich abzubauen. Auf jeden Fall sollte man sich über die genaue Lage von Restpfeilern in hangenden Flözen Kenntnis verschaffen, um deren Einwirkungsbereiche zu kennen und in ihnen beim Abbau eines liegenden Flözes besondere Vorsichtsmaßnahmen, insbesondere durch Verstärkung des Ausbaus, treffen zu können.

171. — Der Abbau von Restpfeilern. Der Abbau von Restpfeilern ist aus mehreren Gründen erschwert: Einmal lastet auf ihnen ein zusätzlicher Druck, zum anderen besteht längs der Begrenzung der Kohleninsel eine 10—30 m breite Zone des vom Alten Mann erzeugten Zusatzdrucks. Schließlich bildet sich eine neue Abbaudruckzone vor der vorrückenden

[1] Spackeler, G.: Druckwirkungen im Liegenden. Glückauf 1930 S. 157; — ferner H. Fricke: Über Auswirkungen von Restpfeilern im Ruhrgebiet. Diss. Aachen 1949.

neuen Abbaufront im Reststück. Der Abbau sollte daher stets am Alten Mann beginnen und im Rückbau auf den noch unverritzten Flözteil zu geführt werden. Anderenfalls würde ein von allen Seiten vom Alten Mann umgebener Restpfeiler entstehen, auf dem sich mit fortschreitendem Abbau der Gebirgsdruck immer stärker häuft. Der Abbau eines Restpfeilers wird erleichtert, wenn er so geführt wird, daß die Abbaufront stets parallel der schmalsten Seite der Kohleninsel liegt, da dann die alten Abbaudruckzonen auf kürzeste Erstreckung gekreuzt werden.

172. — Die Bedeutung der Schlechten und der Drucklagen für die Gewinnbarkeit oder den „Gang" der Kohle. Schlechten sind Schnittflächen in der Kohle, die in Zusammenhang mit der Gebirgsbildung entstanden sind. Nach der Deutlichkeit ihrer Ausbildung unterscheidet man Haupt- und Nebenschlechten. Nach ihrer Art gibt es a-, b-, c- und d-Schlechten[1], von denen gewinnungstechnisch die ersten beiden am wichtigsten sind. Die a-Schlechten stehen mehr oder weniger bankrecht zur Schichtung. Da Harnisch, Rutschstreifen, Kohlenstaub oder andere Bewegungsspuren nicht vorhanden sind, hat man sie auch *Dehnungsschlechten* genannt. Auf ihren glatten, hochglänzenden Flächen findet sich meist ein weißer Belag von Kalkspat, Ankerit oder Schwefelkies. Die b-Schlechten, auch *Druckschlechten* genannt, haben ein Einfallen von 30—80^g und treten in Abständen von 10—80 cm auf, und zwar ist ihr Abstand um so geringer, je weniger fest die Kohle ist. Kennzeichnend für die Druckschlechten ist der Harnisch, ihre graue Grundfarbe und häufig ein brauner Kohlenstaubbelag. Vielfach setzen sich die Schlechten in das Nebengestein, vornehmlich in das Hangende, fort. Man hat sich aber daran gewöhnt, von Schlechten nur in der Kohle zu sprechen und die durch die Gebirgsbildung hervorgerufenen Schnittflächen im Nebengestein dagegen *Klüfte* zu nennen. Im unverritzten Gebirge sind die Schlechten dicht geschlossen. Unter der Abbaudruckwirkung und durch die seitliche Bewegung der Kohle im Stoß in Richtung zum Abbauraum öffnen sie sich.

Bei Abbauhammergewinnung ist es am günstigsten, wenn der Kohlenstoß parallel zu den Hauptschlechten gestellt wird. Es ist dies jedoch nur möglich, wenn keine Klüfte vorhanden sind, an denen das Hangende abreißen könnte. Ist dies der Fall, so muß der Stoß mit den Schlechten einen Winkel von 15—25^g bilden. Bei Schrämarbeit ist dies überhaupt die Regel, da durch den Schram das Hangende seiner natürlichen Unterstützung beraubt wird und erst nach der Hereingewinnung der Kohle durch den Ausbau abgefangen werden kann. Auch beim Hobeln zieht man es vor, die Kohlenfront unter einen Winkel zur Richtung der Hauptschlechten zu stellen, weil sich der Arbeitsgang des Hobels „gegen" die Schlechten als besonders günstig erwiesen hat (Abb. 320).

Besondere Bedeutung hat das Einfallen der Schlechten nur dann, wenn die b-Schlechten die Hauptschlechten sind. Günstig ist, wenn sie *aufgesteckt* sind, d.h. zum Strebraum hin einfallen. Die mit dem Abbauhammer gelösten Kohlenlagen rutschen dann in Richtung des Abbauraumes ab (Abb. 321 oben). Infolgedessen ist die Hackenleistung 10—15% besser als bei

[1] Kukuk, P., u. H. R.: Die Schlechtenarten und ihre verschiedene Bedeutung für die Kohlengewinnung. Glückauf 1949 S. 227.

untergesteckten Schlechten, also der entgegengesetzten Abbaurichtung. Da im Ruhrgebiet die b-Schlechten meist nach Osten einfallen, ist hier die westliche Abbaurichtung die günstigere. Der Nachteil der untergesteckten Schlechten kann bei Abbauhammerarbeit gemildert werden, wenn zuerst am untersten Teil des Kohlenstoßes gearbeitet wird, wenn „die Zehen" fortgenommen werden. Bei Schrämarbeit können aufgesteckte Schlechten u. U. zu einem vorzeitigen Hereinbrechen und Abrutschen der Kohle führen.

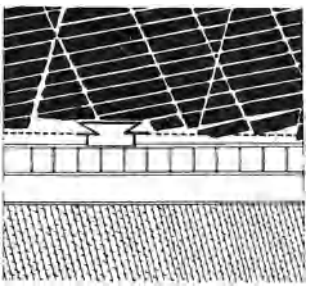


Abb. 320. Stellung des Kohlenstoßes zu den Schlechten in einem Hobelstreb

Von einem Flözeinfallen von etwa 10g an spielt auch die Streichrichtung der Schlechten und ihr Winkel zur Abbaufront eine gewisse Rolle. Der Hauer kann „unter den Schlechten" oder „auf den Schlechten" arbeiten. Er arbeitet günstiger *unter den Schlechten*, da dann das Öffnen der Schlechten in Richtung der Schwerkraft und nicht gegen die Schwerkraft vor sich gehen kann (Abb. 321, unten).

Am vorteilhaftesten für den Gang der Kohle ist es also, wenn mit dem Abbauhammer mit „aufgesteckten Schlechten" und „unter den Schlechten" gearbeitet wird, und am wenigsten vorteilhaft, wenn die Bedingungen „untergesteckte Schlechten" und „auf den Schlechten" zusammentreffen.

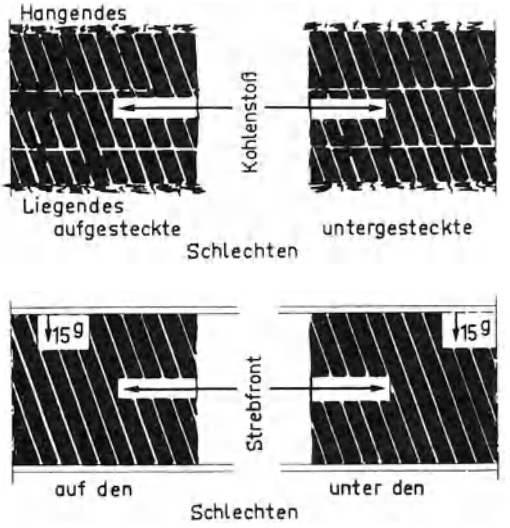


Abb. 321. Bedeutung des Schlechtenverlaufes für die Gewinnbarkeit der Kohle

Für den Gang der Kohle sind außer den Schlechten noch die Drucklagenflächen im Nebengestein, *Setzrisse* genannt, von Einfluß. Sie entstehen in Verbindung mit der Reibung auf den Schichtflächen durch den Zusatzdruck sowie durch die Absenkung des Hangenden. Sie sind stets dem Kohlenstoß parallel und verlaufen vielfach etwas nach dem Flözinneren zu gebogen

vom Hangenden zum Liegenden durch das Flöz. Sie können mit den Abscherflächen verglichen werden, die bei Druckversuchen an Würfeln auftreten. In unmittelbarer Nähe der Abbaustrecken biegen sie zuweilen in deren Richtung um.

Am größten ist die Bedeutung von Schlechten und Drucklagen für die Gewinnung naturgemäß bei flacher Lagerung, während sie bei steiler Lagerung geringer ist. Zudem ist in steiler Lagerung der günstigste Böschungswinkel und die Verhiebart der Abbaufront wichtiger als deren Stellung zu den Schlechten.

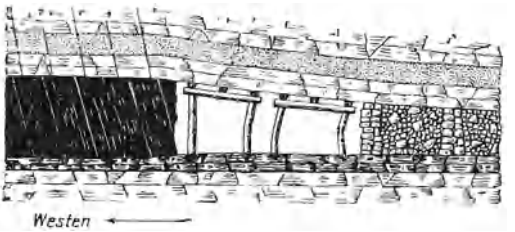


Abb. 322. Schnitt durch einen Streb mit zum Versatz hin einfallenden Klüften

173. — Die Bedeutung des Einfallens der Klüfte. Wie das Einfallen der Schlechten in der Kohle von Einfluß auf die Hereingewinnung ist, so hat das Einfallen der Klüfte Bedeutung für die Absenkung des Hangenden. Ist ihr Einfallen nach dem Versatz hin gerichtet (Abb. 322), liegen also die Hangendschollen gewissermaßen dachziegelartig aufeinander, so ist häufiger ein gleichmäßiges Durchbiegen und Absenken des Hangenden zu beobachten, als wenn die Klüfte nach dem Kohlenstoß hin geneigt sind (Abb. 323). In diesem Fall reißt das Hangende leichter ab, die Schollen können nach dem

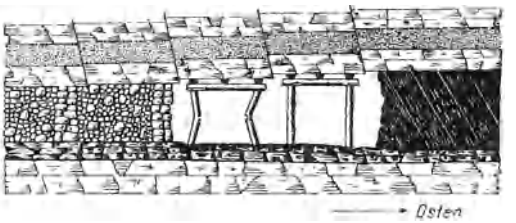


Abb. 323. Schnitt durch einen Streb mit zum Kohlenstoß hin einfallenden Klüften

Versatz hin abkippen und es kommt eher vor, daß das Hangende hereinbricht.

174. — Der Periodendruck. Von günstiger Auswirkung auf unsere Kenntnis der recht verwickelten und in manchem auch noch wenig geklärten Gebirgsdruckerscheinungen hat sich die Teilung des Flözhangenden in das unmittelbare Hangende, die „Dachschichten", und in das darüberliegende „Hauptthangende" erwiesen. Eine scharfe, vorher bestimmbare Grenze gibt es zwischen diesen beiden Teilen des Hangenden jedoch nicht. Bei planmäßigem Absenken des Hangenden auf den Versatz ist unter Dachschichten die Schichtenfolge zu verstehen, die sich alsbald absenkt und auf den Versatz auflegt. Bei Bruchbau sind es diejenigen Schichten, die planmäßig

zum Hereinbrechen gebracht werden können. Das darüberliegende Hauptdachende verhält sich häufig infolge seiner verschiedenen petrographischen Zusammensetzung anders. Es folgt den Bewegungen der Dachschichten nicht so schnell, holt diese vielmehr erst nach einiger Zeit und in größeren Abständen, also periodisch, nach. Ganz allgemein kann gesagt werden, daß Periodendrücke, also periodisch wiederkehrender stärkerer Druck, dann entstehen, wenn sich der Widerstand des Ausbaus der Tragfähigkeit des Alten Mannes nicht anpassen kann. Dadurch wird die Länge der überkragenden Hangendschichten zunächst größer und nach dem Abbrechen wieder kleiner. Geschieht das Abbrechen an Setzrissen, die vom Kohlenstoß ihren Ausgang nehmen, so vermehrt sich mehr oder weniger plötzlich das vom Ausbau aufzunehmende Gewicht, wodurch nicht selten Strebbrüche verursacht werden.

Besonders stark pflegt bei einem anlaufenden Streb der erste „Setzdruck" zu sein, der meist eintritt, wenn der Streb 20—25 m zu Felde gegangen ist. Bei Strebbruchbau besteht dabei die Gefahr des Umschiebens des Ausbaus, wenn dieser bis dahin erst wenig Druck hat aufnehmen können. Dieses Umschieben geschieht selten nach der Bruchkante, sondern meist nach dem Kohlenstoß zu oder bei mehr als 10g Einfallen auch in Richtung des Einfallens. Die späteren Periodendrücke treten meist in Abständen von 20—30 m auf und sind über mehrere Stunden hindurch wirksam. Sie sind bei Bruchbau weniger schwer als bei Versatzbau. Insbesondere bei schnell zusammendrückbarem Blasversatz können sie Strebbrüche verursachen.

Vielfach kündet sich der Setz- oder Periodendruck kurze Zeit vorher an, so daß seinen Auswirkungen durch verstärkten Ausbau begegnet werden kann. Bei dieser Gelegenheit sei bemerkt, daß ein mit Stahl richtig ausgebauter Streb eine große Sicherheit gegen Zubruchgehen bietet. Bei Holzausbau ist dies nicht der Fall, da es vorkommen kann, daß zwei oder mehr Stempel geringerer Tragfähigkeit nebeneinanderstehen.

175. — Gebirgsschläge. Im Gegensatz zum Setz- oder Periodendruck äußern sich die Gebirgsschläge, wie schon der Name erkennen läßt, plötzlich, d. h. schlagartig. Sie treten auf, wenn mächtige, starre Gesteinschichten das Hangende bilden, das Liegende einen erheblichen Widerstand Verformungen jeder Art entgegensetzt und ungewöhnlich starke Zusatzspannungen infolge unzweckmäßiger Abbauführung entstehen. Dies gilt für Sandsteine im Steinkohlenbergbau, Quarzite im südafrikanischen Goldbergbau[1], spröde Hornblendeschiefer im indischen Kolar-Goldfeld und der Anhydrit im Kalibergbau. Bilden solche festen Gesteine das Hangende oder auch das Liegende, so findet keine seitliche Bewegung und damit auch kein Spannungsausgleich statt, da die Reibung zwischen den Schichtflächen zu groß ist. Es kann daher zu sehr hohen Zusatzdrücken über dem anstehenden Stoß und infolgedessen zu einem steilen Spannungsgefälle in Richtung zum offenen Abbauraum kommen. Zugleich findet das Hangende hinter der vorrückenden Abbaufront infolge seiner geringen Fähigkeit, sich durchzubiegen, keine oder nur eine unzureichende Auflage auf dem Versatz. Der überkragende Schichtenverband wird immer länger und die Biegespannungen häufen sich schließlich so weit an, bis — mit

[1] HAGEN, W.: Gebirgsschläge im Erzbergbau. Glückauf 1952 S. 630 (hier vollständige Schrifttumsangabe).

oder ohne Rißbildung vor dem Kohlenstoß — ein Spannungsausgleich erfolgt und die Sandsteinplatte wieder in eine gestreckte Lage zurückkehrt (Abb. 324). Hiermit ist ein starker Schlag nach unten, d.h. auf das Flöz verbunden. Mehr oder weniger große, feinkörnige Kohlenmassen werden in den Abbauraum hineingeschleudert und auch das Liegende pufft hoch. Größere Mengen Methan können frei werden. Nach dem Schlag ist das Hangende über dem Arbeitsfeld des Strebs vielfach glatt und unversehrt. In der noch anstehenden Kohle sind zuweilen „Silberstreifen" oder „Knallstreifen" entstanden. Es sind dies bis zu mehreren Zentimetern mächtige, das Flöz vom Hangenden zum Liegenden durchsetzende Bänder, in denen die Kohle ein gelockertes Gefüge und einen vom übrigen Flözinhalt verschiedenen Glanz besitzt. Auch treten „Schlotten" auf, worunter man bis 10 cm hohe Hohlräume zwischen Hangendem und Flöz versteht.

Eine Abhängigkeit im Auftreten und der Häufigkeit der Gebirgsschläge besteht auch vom Einfallen, von der Flözmächtigkeit und von der Teufe. In flacher Lagerung treten Gebirgsschläge wesentlich häufiger auf als in steiler Lagerung, und bei mächtigen häufiger als bei dünnen Flözen. In Südafrika haben die Gebirgsschläge bei etwa 500 m Teufe begonnen und ihre Zahl hat sich in bestimmten Teufen sprunghaft erhöht. Im Kupferbergbau des Oberen Sees in den Vereinigten Staaten setzten sie ebenfalls bei 500 m ein und steigerten sich plötzlich ab 1200 m Teufe. In Indien und in Kärnten ist die Teufenabhängigkeit weniger ausgeprägt. Man nimmt hier als zusätzliche Ursache starke tektonische Restspannungen an.

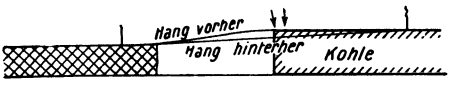


Abb. 324. Gebirgsschlag (nach SPACKELER)

Rings von Abbauräumen umgebene Festen und Pfeiler sind bei starrem Hangenden der Gefahr des Zubruchgehens ausgesetzt. Es handelt sich hier zwar nicht um echte Gebirgsschläge, jedoch wegen ihrer Plötzlichkeit um eine dem Gebirgsschlag ähnliche Erscheinung, sei es bei Festen des Kammer- und Örterbaus oder bei Restpfeilern. Die Gefahr wird noch verstärkt, wenn die Festen durchörtert, also geschwächt sind. Auf jeden Fall häufen sich in den Festen und Pfeilern Druckspannungen an, da sich der Überlagerungsdruck der Umgebung hier sammelt. Wird ihre Festigkeit überschritten, so geben sie mehr oder weniger schnell nach und gebirgsschlagähnliche Erscheinungen treten auf.

In Salz- und Kaligruben können die Voraussetzungen für eine gebirgsschlagähnliche Erscheinung durch Größerwerden der Abbaufläche insbesondere dann gegeben sein, wenn Anhydrit das Hangende bildet und die Festen nicht breit genug bemessen worden sind. Durch ihre plastische Verformung kommt es zu einer Absenkung und einer, wenn auch geringen, Durchbiegung des Anhydrits.

176. — Verhütung von Gebirgsschlägen. Zur Verhütung von Gebirgsschlägen ist es ganz allgemein von Bedeutung, Restpfeiler sowie eine Häufung von Zusatzdruckzonen an Abbaukanten zu vermeiden. Da aber auch beim normalen Abbau unter mächtigem Sandsteinhangenden Gebirgsschläge vorkommen können, ist es wichtig, den Abbau so zu führen, daß es zu den hohen Spannungsanhäufungen in den starren Hangendgesteinen

entweder gar nicht kommt oder daß diese sich nur allmählich und nicht plötzlich ausgleichen[1].

Die wirksamste Maßnahme zur Vermeidung schädlicher Spannungshäufungen besteht darin, ein infolge seines günstigeren Hangenden nicht zu Gebirgsschlägen neigendes Flöz über oder unter dem gebirgsschlaggefährdeten als „Schutzflöz" vorher abzubauen. Eine im höheren Hangenden befindliche Sandsteinbank wird nämlich durch den Abbau eines liegenden Flözes bereits beansprucht und von Rissen durchzogen, so daß gefährliche Spannungen in ihr später nicht auftreten oder doch vermindert werden. Durch ein im Hangenden vorweg gebautes Flöz wird die Sandsteinbank über dem gebirgsschlaggefährdeten Flöz entlastet. Sie nimmt daher längere Zeit geringere Zusatzdrücke auf und es kann beim anschließenden Abbau des gebirgsschlaggefährdeten Flözes nur zu geringeren Spannungshäufungen in ihr kommen.

Vorteilhaft ist es ferner, wenn das Hangende im verlassenen Abbauraum wirksam von Bergeversatz unterstützt wird. Nur sehr dichter, tragfähiger Versatz wird in günstigen Fällen, d. h. in dünnen Flözen, hierzu in der Lage sein. Besser erscheint es, das Hangende zum Abbrechen zu bringen und dadurch den Druck auszulösen. Vorteilhaft hat sich in manchen Fällen auch der Blindortversatz mit Nachschießen der Örter im Hangenden erwiesen. Gute Erfahrungen sind auch vielfach mit einer Verlangsamung des Abbaufortschritts gemacht worden, weil hierdurch dem Gebirge Zeit gelassen wird, den geänderten Spannungsverhältnissen allmählich nachzugeben. Auch Erschütterungen des Gebirges durch Schießarbeit können von Nutzen sein. Zu diesem Zwecke werden in der Kohle in Abständen von 2 m Löcher von etwa 1,5 m Tiefe gebohrt und aus größerer Entfernung gleichzeitig abgetan. Mehr oder weniger heftige Gebirgsknälle werden durch dieses Erschütterungsschießen häufig ausgelöst.

XI. Die Messung der Gebirgsbewegungen und des Gebirgsdrucks unter Tage

177. — Allgemeines. Man ist bestrebt, die zufällige oder planmäßige Beobachtung von Gebirgsbewegungen sowie von Gebirgsdruckerscheinungen unter Tage durch Messungen zu ergänzen. Soweit es sich hierbei um Messungen des Druckes handelt, kommt es in der Regel nicht auf die Feststellung des absoluten, also des Überlagerungsdruckes an, sondern nur des Druckes, der vom Grubenausbau aufgenommen werden muß.

Zur Feststellung der horizontalen und vertikalen Gebirgsbewegungen dienen in erster Linie markscheiderische Meßverfahren, während mechanische Meßverfahren und elektrische Fernmeßverfahren den Druck und das Ausmaß vertikaler und horizontaler Bewegungen sowie Schichtenaufblätterungen, den Versatzdruck usw. zu messen gestatten.

178. — Markscheiderische Messungen. Den größten Erfolg haben bisher die zuerst von J. Weissner und H. Hoffmann[2] durchgeführten markscheiderischen

[1] Hoffmann, H.: Gebirgsschläge beim Steinkohlenbergbau und ihre Bekämpfung (dort auch weitere Schrifttumsangabe), in: Der Deutsche Steinkohlenbergbau, Bd. 2. Essen: Verlag Glückauf 1956.

[2] Hoffmann, H.: Diss. Aachen 1932.

Messungen gehabt[1]. Sie klären die Lageveränderungen von bestimmten Meßpunkten, und zwar handelt es sich hierbei um die vertikalen und horizontalen Bewegungen des Hangenden, des Liegenden und der Kohle im Abbau sowie der Firste, Sohle und Stöße in den Strecken. Weiterhin können die Abbaueinwirkungen im Hangenden und Liegenden, die Bedeutung des Grenz- und Bruchwinkels und die Bewegungen von unter- und überbauten Grubenbauen erfaßt und zur Verringerung oder Abwendung von über- und untertägigen Bergschäden ausgewertet werden. Das Verfahren besteht in einem wiederholten Nachmessen von Polygonzügen, wobei absolute oder relative Punktveränderungen festgestellt werden. Die Messungen werden durch das Fehlen von zuverlässigen Festpunkten in der Nähe der Abbaubetriebspunkte sehr erschwert, so daß die Messung der relativen Bewegung mehrerer Punkte zueinander zu Hilfe genommen werden muß.

Die als Folge untertägigen Abbaus an der Erdoberfläche auftretenden Bewegungen können heute vorausberechnet werden. Das gleiche Ziel wird für die Bewegungen unter Tage angestrebt.

179. — Mechanische Meßverfahren[2]. Zur Durchführung der mechanischen Messungen sind im Laufe der Zeit eine große Anzahl von Geräten entwickelt worden, zu deren Vervollkommnung jedoch noch weitere Erfahrungen notwendig sind. Sie unterscheiden sich je nach ihrer Aufgabe durch die Möglichkeit, nur den Druck oder zugleich den Druck und die Bewegungen des Hangenden und Liegenden zu messen. Weiterhin ist eine Unterteilung nach nur anzeigenden oder schreibenden Geräten und der erzielten Genauigkeit sowie dem Zeit- und Personalaufwand wichtig.

Bei den den Druck anzeigenden Geräten, die zumeist robust und einfach gebaut werden können, muß die Abstandsverringerung zwischen Hangendem und Liegendem von Hand gemessen werden. Die einfachsten Geräte, die die Absenkung des Hangenden und das Heben des Liegenden in Streb oder Strecke messen, sind die mechanischen *Konvergenzmesser*. Sie sind meist als ineinanderschiebbare Meßstäbe ausgebildet und werden bei jeder Messung abgelesen. Ebenso wie die weiter unten beschriebenen Meßdosen haben sie den Nachteil, daß die Meßergebnisse nur in bestimmten Zeitabständen gewonnen, die Vorgänge zwischen den Ablesungen also nicht erfaßt werden. Außerdem sind für die Durchführung der Messung Hilfskräfte notwendig. Die *Druck-Schreiber* oder die *Druck-Senkungs-Schreiber* vermeiden diese Nachteile, indem sie die Meßwerte selbsttätig aufzeichnen. Ihnen wird allgemein der Vorzug gegeben, weil selbst halbstündige Ablesungen bei den Anzeigegeräten den Druck-Senkungsverlauf nur unvollständig zu erfassen gestatten. Der Vorteil der Verwendung eines Druck-Senkungs-Schreibers gegenüber Geräten, die nur den Druck schreiben, liegt andererseits darin, daß durch gleichzeitige Aufschreibung des Druckes und des Einsinkweges feststellbar ist, ob Änderungen der Stempelbelastung durch Einschieben des Stempels oder durch echte Verringerung der Auflastung hervorgerufen sind. Ebenso ermöglicht der Vergleich der Druck- und Senkungsdiagramme bessere Aussagen über das Gebirgsverhalten sowie eine Beurteilung verschiedener Stempeltypen und Ausbauarten.

Zur Messung der Belastung von Stempeln und sonstigen Ausbauteilen dienen *Druckmeßdosen*. Sie können mit Ölfüllung oder hydraulisch mit Kolben und Zylinder arbeiten. Die ölgefüllten Druckmeßdosen bestehen aus einem mit Öl gefüllten Dosenkörper, zwei Stahldruckplatten und einem Anzeigegerät, das durch ein Kapillarrohr mit dem Dosenkörper verbunden ist. An Stelle des Anzeigegerätes kann ein Schreibgerät treten. Das über oder unter einem Stempel oder an anderen Ausbauteilen anzubringende Gerät wirkt derart, daß sich die Last über Druckplatte, Dosenkörper und Flüssigkeit auf das Anzeige- oder Schreibgerät überträgt und hier in atü angezeigt wird. Mit Hilfe einer Eichkurve wird die Anzeige in Tonnen übertragen. Die Druckmeßdosen arbeiten mit einer Genauigkeit von 1,5—2% und vermögen bis zu 100 t Druck anzuzeigen. Neben der Verwendung im Streb werden mit diesen Druckmeßdosen besonders in Abbaustrecken Versuche angestellt, um Größe, Richtung und Verteilung des Gebirgsdruckes zu erfassen. Die häufig be-

[1] Niemczyk, O.: Bergschadenkunde. Essen: Verlag Glückauf 1949.

[2] Bericht der Internationalen Tagung über Gebirgsdruck und Ausbau am Abbaustoß. Lüttich: April 1951.

nutzte Druckmeßdose nach WÖHLBIER-AMBATIELLO zeichnet sich durch eine sehr niedrige Bauhöhe aus, so daß außermittiger Druck nur geringen Einfluß auf die Genauigkeit der Messung auszuüben vermag.

Die Durchstanzfestigkeit des Liegenden wird unter Zuhilfenahme *hydraulischer Stempel* gemessen. Es handelt sich um einen Öldruckstempel, der durch Verlängerungsstücke der Flözmächtigkeit angepaßt werden kann und mittels einer Ölpumpe unter Druck gesetzt wird. Abb. 325 zeigt einen solchen zu einer hydraulischen Presse umgebauten hydraulischen Stempel der Eisenwerke Wanheim[1].

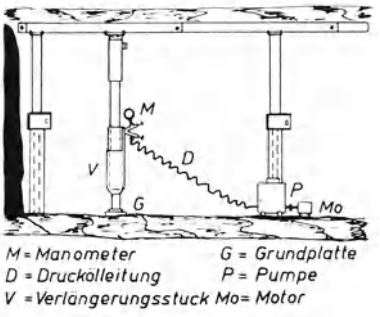


Abb. 325. Hydraulischer Meßstempel

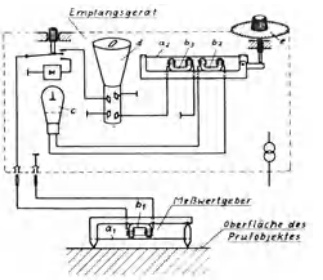


Abb. 326. Maihak-Dehnungssaitenverfahren. a_1 Meßsaite; — a_2 Vergleichssaite; — b_1 bis b_3 Elektromagneten; — c Braunsche Röhre; — d Oszillograph

Motor und Pumpe erzeugen bis zu 40 t Druck bei einer Öllieferfermenge von etwa 40 cm³/min.

180. — Elektrische Fernmeßverfahren[2]. Das wichtigste elektrische Meßverfahren ist das „Maihak-Dehnungssaiten-Verfahren“[3], bei dem die Meßgeräte — sog. Geber — durch elektrische Leitungen beliebiger Länge mit einem Empfangsgerät verbunden werden, um Meßwerte in beliebiger Reihenfolge und Häufigkeit zu erhalten. Das Verfahren ist aus Abb. 326 zu erkennen. Der Meßwertgeber drückt mit zwei scharfen Schneiden, zwischen denen die Stahlsaite (a_1) gespannt

Abb. 327. Oberflächengeber der Firma Maihak

Abb. 328. Versatzdruckdose der Firma Maihak

ist, auf die Prüffläche. Eine durch Gebirgsdruckeinwirkung hervorgerufene Längenänderung der zwischen den Stahlschneiden liegenden Meßstrecke bewirkt eine Änderung der Spannung der Meßsaite. Durch ein magnetisches Feld wird die Saite a_1 in Schwingungen versetzt, deren Frequenz von der Längung der Saite abhängig ist. Mittels des Elektromagneten b_1 werden die mechanischen Schwingungen in elektrische Schwingungen gleicher Frequenz umgewandelt und zum Empfangsgerät übertragen. Durch eine Braunsche Röhre c und den Elektromagneten b_2 kann die Vergleichssaite a_2 zur Frequenzgleichheit gesteuert und

[1] JAHNS, H.: Die Messung der Festigkeit des Hangenden und Liegenden im Strebraum. Glückauf 1953 S. 445.

[2] NIEMCZYK, O.: Untersuchungsverfahren zur Klärung gebirgsmechanischer Vorgänge. Arch. techn. Messen 1955 S. 197.

[3] JACOBI, O., u. E. BRÄNDLE: Elektrische Fernmeßgeräte für die Gebirgsdruckforschung. Glückauf 1956 S. 397.

damit an einer Skala *e* die Längenänderung der Geberseite abgelesen werden. Bei Frequenzgleichheit zeigt der zwischen Geber- und Empfängerseite geschaltete Oszillograph *d* eine stehende Figur (Kreis oder Ellipse) an.

Während für die verschiedenen Meßaufgaben das gleiche Empfangsgerät dient, sind die Geber — je nach dem Ort der Messung und ob im plastischen oder pseudoplastischen Bereich oder der Versatzdruck oder Spannungen im Tübbingverbundausbau gemessen werden — verschieden ausgebildet. Als Beispiele seien der Oberflächengeber und die Versatzdruckdose erwähnt.

Der Oberflächengeber (Abb. 327), der mittels eines Stahlbügels und einer Schraube an der Meßoberfläche befestigt wird, mißt elastische Längenänderungen und Bewegungen an Kluftflächen. Bei einer Meßbasis von 10 cm können nur kleine Bewegungen, nämlich von $^1/_{10000}$—$^1/_{100}$ mm, gemessen werden. Sofern die Hauptspannungen im Gebirgskörper ermittelt werden sollen, werden drei Geber in um 50g abweichenden Richtungen angeordnet. Wenn durch gesteinsmechanische Untersuchungen der *E*-Modul und die Poissonsche Zahl des betreffenden Gesteins bekannt sind, lassen sich durch Anwendung der Formeln aus der Elastizitätslehre die Spannungen berechnen.

Die Versatzdruckdose (Abb. 328) besteht aus einem Stahlrohr mit kräftigen Deckeln, zwischen denen die Meßsaite gespannt ist. Unter Einwirkung des Versatzdruckes verkürzt sich das Stahlrohr elastisch, wodurch eine meßbare Frequenzänderung der Stahlsaite eintritt. Die Versatzdruckdosen haben einen Meßbereich von $^1/_{100}$—10000 kg/cm² und vermögen den vollen bis doppelten Überlagerungsdruck bei 800 m Teufe aufzunehmen.

Das Maihak-Verfahren hat den Vorteil, daß Schwingungen gemessen werden, die von den Schwankungen des Stromes infolge Widerstandsänderung, Kontaktverlusten, mechanischer oder Wärmebeeinflussung unabhängig sind. Es ist für Untertagemessungen gut geeignet und erreicht eine Meßgenauigkeit von durchschnittlich 2% des Meßbereiches.

Neben dem Maihak-Dehnungssaiten-Verfahren gibt es noch andere elektrische Meßverfahren, z. B. das „Streifengeberverfahren" und das „Induktive Verfahren". Bei ihnen werden jedoch die elektrischen Größen, Widerstand und Stromstärke, gemessen, die durch äußere, nicht ausschaltbare Einwirkung beeinflußt werden können. Sie sind deshalb weniger verbreitet.

181. — Die theoretische Deutung des Gebirgsdrucks um einen Strebraum. Es sind im wesentlichen vier Theorien zur Erklärung des Gebirgsdrucks in und um einen Streb aufgestellt worden: die weit verbreitete Gewölbetheorie[1], die Plattentheorie[2], die Theorie der Vorzerklüftung[3] und die Theorie der plastischen Trogdecke[4]. Alle Theorien gehen davon aus, daß auf und vor dem im Abbau befindlichen Kohlenstoß eine Zone zusätzlichen Druckes vorhanden ist, der den normalen Überlagerungsdruck um das Mehrfache übersteigt und der in mehr oder weniger großer Entfernung vor der Abbaufront allmählich aufhört, so daß hier nur der ursprüngliche Überlagerungsdruck allein vorhanden ist.

[1] Gillitzer, G.: Das Wesen des Gebirgsdrucks. Glückauf 1928 S. 977. — W. Haack: Die Beherrschung des Gebirgsdrucks. Glückauf 1928 S. 711. — F. Spruth: Die Verteilung des Gebirgsdrucks im Strebraum und seiner Umgebung. Glückauf 1951 S. 337. — G. Spackeler: Grundsätzliche Probleme des Gebirgsdrucks. Freiberger Forschungshefte 1954, S. 5.

[2] Kegel, K.: Bergmännische Gebirgsmechanik. Halle: W. Knapp 1942. — K. Kegel: Neuere Erkenntnisse auf dem Gebiet der bergmännischen Gebirgsmechanik. Abt. d. dtsch. Akad. d. Wiss. Berlin: Akademie-Verlag 1953.

[3] Labasse, H.: Rock pressure in coal mines. Geol. Mijnbow 1949 S. 31. — Kuhn: Die Lütticher Internat. Tagung über Gebirgsdruck. Glückauf 1951 S. 694.

[4] Jacobi, O.: Druck auf Flöz und Versatz. In: Sitzungsberichte der Internat. Tagung über Gebirgsdruckforschung in Essen 1956; — ferner P. Hilbig: Über Bodenbewegungen und gebirgsmechanische Vorgänge im Kali- und Steinsalzbergbau. Kali u. Steinsalz 1954 H. 7.

Die *Gewölbetheorie* nimmt an, daß der Überlagerungsdruck über den Arbeitsfeldern des Strebs und auch über einer daran anschließenden Zone, in der die Verfüllung noch nicht oder erst wenig verfestigt ist, auf Grund eines über dem Strebraum sich bildenden Gewölbes von der Umgebung des Strebraums aufgenommen werden muß. Vor dem Streb geschieht dies von der noch anstehenden Kohle, hinter dem Streb von einer Zone im rückwärtigen Versatzraum und seitlich, d. h. längs der Abbaustrecken entweder von anstehender Kohle oder vom Alten Mann, wenn die nach oben anschließende Kohle im gleichen Flöz schon früher abgebaut wurde. Der Zusatzdruck wird in Anlehnung an das Druckgewölbe des Bauingenieurwesens auch Kämpferdruck genannt, und man spricht dementsprechend von einer voreilenden und einer nachfolgenden Kämpferdruckzone (Abb. 329). Ebenso gibt es je eine seitliche Kämpferdruckzone. Das Innere des so entstandenen kuppelartigen Gewölbes ist, ähnlich wie dies bei der Druckellipse um eine Gesteinstrecke geschildert wird, vom Überlagerungsdruck ent-

Abb. 329. Spannungsverteilung vor und hinter einem Streb nach der Gewölbetheorie

lastet. Der Überlagerungsdruck, vermehrt um den Zusatzdruck, ruht rings um den Abbauraum. Der Gewölbekern ist allerdings nicht frei von Druckwirkungen. Dieser Druck beschränkt sich jedoch auf die Wirkungen des Gewichtes der in seinem Inneren befindlichen Gesteinsmassen. Nur dem Gewicht des über ihm lagernden vorderen Teiles des Gewölbes, dessen Ausmaß übrigens unabhängig von der Teufe ist, braucht der Strebausbau gewachsen zu sein und keineswegs dem ganzen Überlagerungsdruck, was unmöglich wäre.

Der voreilende Zusatzdruck macht sich in einer meist etwa 30 m breiten Zone in Form von Druckschieferung und Rißbildung im Hangenden und Liegenden des Flözes und an den Stößen vorgetriebener Strecken bemerkbar. Sein Höchstmaß besitzt er 10—15 m vor der vorrückenden Kohlenfront. Andererseits ist er zwar nicht mit dem Auge, sondern nur durch markscheiderische Feinmessungen, bei Sandstein bis 150 m, bei Tonschiefer bis 50 m vor dem Abbau nachweisbar. Der rückwärtige Zusatzdruck lagert nach der Gewölbetheorie auf dem Versatzraum, und zwar jenseits der Zone, in welcher die Absenkung vor sich geht, also dort, wo der Versatz zusammengepreßt worden ist. Weiter rückwärts klingt er allmählich auf den Normalbetrag des Überlagerungsdruckes ab. Die Sehne des Gewölbes betrüge also unter Zugrundelegung der Entfernung der Höchstweite der beiden Kämpferdruckzonen etwa 75—150 m. Sie wird bei Bruchbau etwas größer angenommen als bei Versatzbau. Für den voreilenden Zusatzdruck nimmt man den 2—4fachen Betrag, für den nacheilenden nur einen Bruchteil des Überlagerungsdruckes an.

Nach der *Plattentheorie* ist die Druckbeanspruchung des Abbaustoßes und der Strebränder darauf zurückzuführen, daß sich die Schichten des in den

Abbauraum überkragenden Hangenden teils infolge des Drucks höherer Schichten, teils infolge ihres Eigengewichtes durchbiegen und dadurch einen Auflagerdruck in den Einspannlagern ausüben. In Abb. 330 ist die Spannungsverteilung am Strebstoß nach KEGEL wiedergegeben. Die Zusatzspannung kann danach ein Höchstmaß von 250% der Normalspannung erreichen. Sie nimmt von diesem Höchstwert zum Kohlenstoß und auch zum Flözinneren hin ab. Über dem Versatz stellt sich in einiger Entfernung vom offenen Strebraum wieder der Überlagerungsdruck, aber kein Zusatzdruck ein.

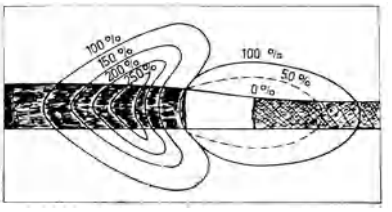


Abb. 330. Spannungsverteilung in der Umgebung des Strebstoßes nach der Plattentheorie

Nach der *Theorie der Vorzerklüftung* nach LABASSE[1] verteilt sich der Gebirgsdruck um einen Streb in ähnlicher Weise wie um eine Strecke, die sich täglich parallel zu sich selbst vorschiebt. Es treten jedoch infolge der im Vergleich zu einer Strecke wesentlich größeren Flächenausdehnung eines Strebs weitergehende Erscheinungen auf. In Abb. 331 ist vor dem fortschreitenden Streb oberhalb des Flözes eine schwach gebogene Linie *LI* gezeichnet, die sich unterhalb des Flözes und des Strebs über *E* nach *E'* und *E''* fortsetzt. Sie gibt den Schnitt durch die sog. äußere „Mantelfläche" wieder. Außerhalb der Mantelfläche ist das Gebirge noch unbeeinflußt durch den Streb, während innerhalb von ihr infolge des Zusatzdruckes eine Zerklüftung der Schichten beginnt. Diese ergreift nicht nur das Hangende, sondern auch das Liegende des in Abbau befindlichen Flözes. Sie nimmt nach Er-

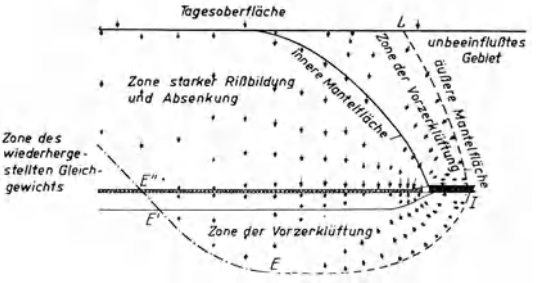


Abb. 331. Spannungsverteilung um einen Streb nach der Theorie der Vorzerklüftung

reichen der „inneren Mantelfläche" stark zu. An ihr herrschen die größten Spannungen. Das Ausmaß der Zerklüftung wird größer und zugleich beginnt die Durchbiegung und Absenkung der Hangendschichten. Da höhere Schichten sich erst absenken können, wenn die unteren sich bereits durchgebogen haben, ist die innere Mantelfläche nach unten konkav gekrümmt. Diese Fläche fällt also in einem mehr oder weniger steilen Winkel in Richtung auf die Kohlenfront ein. An ihr beginnt die Durchbiegung der Schichten und zugleich ihre Aufblätterung mit der Bildung der sog. WEBERschen Hohlräume. Die Absenkung setzt sich im rückwärtigen Strebraum bis zu einem

[1] LABASSE, H.: La mécanique des terrains houillères., Rev. Industr. min. 1957.

Höchstmaß fort, nimmt erst unten und dann weiter oben ab und hört in dieser Reihenfolge schließlich nach Schließen der Lösen und Risse gänzlich auf. Hinter dem Streb liegt ebenfalls eine Zusatzdruckzone.

So erklärt es sich auch, daß in der Nähe der vorrückenden Strebfront in das Hangende gestoßene Methanbohrlöcher anfangs wenig Gas liefern: es steht nur ihr unterer Teil in der aufgelockerten Zone. Das Nachlassen ihrer Gasabgabe in größerer Entfernung von der Strebfront erklärt sich durch das Schließen der Lösen und Risse im unteren Teil der Bohrlöcher, deren oberer Teil jedoch noch in die offene Kluftzone hineinreicht. Bei Erreichen eines neuen Gleichgewichtszustandes schließen sich die Risse und Lösen über dem Alten Mann infolgedessen längs einer Fläche, die ein ähnliches, nach vorn gerichtetes Einfallen hat wie die mit der Kohlenfront vorrückende innere Mantelfläche, längs deren sie sich öffnen.

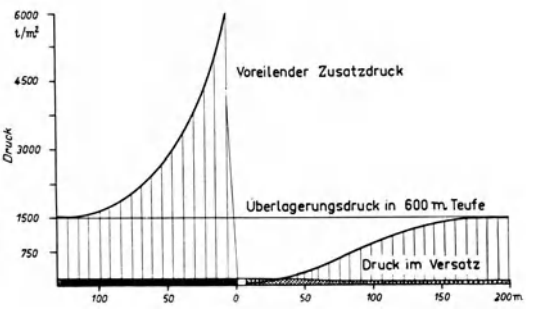


Abb. 332. Spannungsverteilung vor und hinter einem Streb nach der Theorie der plastischen Trogdecke

Das Einfallen der inneren Mantelfläche wird von einer Reihe von Einflüssen bestimmt. Es wächst mit der Flözmächtigkeit, mit der Zusammendrückbarkeit des Versatzes sowie mit der Teufe und der Streblänge. Es nimmt ab mit der Zunahme des täglichen Abbaufortschrittes, mit der Zunahme des Flözeinfallens sowie mit der Widerstandsfähigkeit des Gebirges. Der Verlauf der Mantelfläche wird ferner vom vorausgegangenen Abbau hangender Flöze beeinflußt. Sie kann oberhalb dieser Flöze umschwenken und die Tagesoberfläche vor dem vorrückenden Kohlenstoß schneiden. Allgemein ist dies der Fall, wenn der Streb zum Stillstand gekommen ist.

Von Jacobi schließlich ist auf der Grundlage von Messungen die *Theorie der plastischen Trogdecke* entwickelt worden. Danach wird das Hangende als eine Decke aufgefaßt, die sich nach der Hereingewinnung der Kohle auf den Versatz auflegt. Das Hangende wird als pseudoplastisch angesprochen, wobei eine gewisse Zerklüftung die Bewegungen des Hangenden ermöglicht. Die Spannungen werden durch Reibung übertragen. Das Gewicht des über dem Abbauraum befindlichen Gebirges verteilt sich zum größten Teil als Zusatzdruck auf das noch anstehende Flöz vor der Abbaufront sowie auf die seitlichen Abbauränder. Mit fortschreitendem Abbau und zunehmender Absenkung des Hangenden nimmt der Versatz einen allmählich wachsenden Anteil der Gebirgslast wieder auf, bis nach Beendigung der Senkungsvorgänge die frühere Höhe des normalen Druckes und damit der alte Zustand wieder erreicht ist. Ein den normalen Druck übersteigender Zusatzdruck wird für keine Zone des Versatzraumes angenommen (Abb. 332).

182. — Erörterung der Gebirgsdrucktheorien. Von den genannten Gebirgsdrucktheorien hat die Gewölbetheorie die meisten Anhänger, sowohl

in Deutschland als auch in Holland und Großbritannien. Wenngleich sie von den Vertretern der anderen Theorien scharf abgelehnt wird, dürfte doch die Vereinbarkeit der verschiedenen Erklärungsversuche größer sein als es zunächst scheint. Überdies ist zu beachten, daß das Gebirge in seinen Eigenschaften und in seinem Verhalten sehr verschiedenartig ist, daß in dem einen Fall die *Gewölbewirkung* maßgebend sein und im anderen Fall die *Plattenwirkung* vorherrschen kann.

Übereinstimmung besteht in der Tatsache des Vorhandenseins eines Zusatzdruckes über dem Kohlenstoß und über den Strebrändern. Hinsichtlich einer Zusatzdruckzone im Versatzraum stehen sich einerseits die Plattentheorie und die Theorie der plastischen Trogdecke sowie anderseits die Gewölbetheorie und die Theorie der Vorzerklüftung einander gegenüber. Letztere nehmen eine solche Zone an, erstere bestreiten sie.

Wenn die Gewölbetheorie die Bildung eines Gewölbes über den Abbauraum annimmt, so drängt sich das Bild eines Gewölbes allein als Gedankenmodell bei Betrachtung des Verlaufs der Druckspannungslinien um den Strebraum auf. Diese Spannungslinien setzen sich nicht durch den Strebraum fort, weil der Zusammenhang des Gebirges hier unterbrochen ist. Es findet eine Verdichtung der Spannungslinien über der anstehenden Kohle statt, d. h. es tritt eine Spannungszunahme ein, denn die Dichte der Linien gilt als Maß der Druckhöhe. Zur Bildung eines Gewölbes ist das Vorhandensein einer Zone erhöhten Drucks auch auf der Versatzseite erforderlich. Diese Zone braucht keineswegs die gleiche Ausdehnung zu haben wie die entsprechende über der anstehenden Kohle. Sie kann z. B. breiter sein. Auch kann die Spannungserhöhung in dieser Zone wesentlich geringer sein. Es handelt sich dann um ein unsymmetrisches Gewölbe[1]. Die Hangendschichten innerhalb des Gewölbes senken sich ab, die unteren zuerst, die darüberliegenden anschließend. Die Absenkung beginnt bereits vor dem Kohlenstoß. Ihr Ausmaß wird außer von dem Grad der Nachgiebigkeit und Tragfähigkeit des Ausbaus von den Gesteinseigenschaften und dem Gesteinszustand beeinflußt und ist bei Tonschiefer größer als bei Sandstein, und bei zerklüftetem Hangenden größer als bei unzerklüftetem. Ist das Hangende nicht oder wenig zerklüftet und ist es biegungssteif wie z. B. Sandstein, so kann innerhalb des Gewölbekerns zusätzlich eine eingespannte Platte entstehen und Druckwirkungen an ihren Auflagerflächen hervorrufen. In den unteren Dachschichten wird dies selten der Fall sein, im Haupthangenden dagegen häufiger, und nicht nur bei Sandstein, sondern auch bei Sand- und Tonschiefer.

Es ist eingewandt worden, daß im Versatzraum ein zusätzlicher Druck noch nicht gemessen worden sei. In der Tat liegen erst sehr wenige Messungen vor, und diese lassen eher einen Schluß für als gegen den Zusatzdruck zu. Hier müssen weitere Untersuchungen noch Klarheit schaffen. Es ist ferner eingewandt worden, die Bildung eines Gewölbes und damit das Vorhandensein konkav zum Abbauraum gerichteter Spannungsflächen vertrüge sich nicht mit der Bildung einer bis zur Tagesoberfläche reichenden Senkungsmulde längs der zum Abbauraum einfallenden Bruchflächen (vgl.

[1] Vgl. auch F. Spruth: Strebausbau in Stahl und Leichtmetall, 2. Aufl., S. 25. Essen: Verlag Glückauf 1951.

S. 355 ff.). Hier muß aber beachtet werden, daß sich diese Bruchkanten nicht unmittelbar am fortschreitenden Kohlenstoß bilden. Sie entstehen erst weiter rückwärts und zunächst oberhalb des Versatzraumes[1]. Erst wenn die Kohlenfront zum Stillstand gekommen ist, rückt die Bruchkante der Senkungsmulde allmählich an sie heran. Ein Spannungsgewölbe von geringer Spannweite ist dann am Kohlenstoß aber immer noch vorhanden, insbesondere wenn ein Feld am Kohlenstoß offengehalten wird. Dieses Feld entspricht dann einer Strecke und der Spannungsverlauf in ihrer Umgebung dürfte dem in Ziff. 5, S. 387 ff., dargestellten Verhältnissen ähneln.

Die Theorie der Vorzerklüftung ist der Gewölbetheorie verwandt[2], was ein Vergleich der Abb. 329 u. 331 erkennen läßt und auch aus ihrem Ausspruch hervorgeht, der Streb sei eine wandernde Strecke. Auch nach der Theorie der Vorzerklüftung hat der Zusatzdruck, der die Vorzerklüftung und auch horizontale und sonstige Bewegungen des Flözkörpers hervorruft, seine Ursache in der Verlagerung desjenigen Teiles des Überlagerungsdruckes, der nicht mehr von der Kohle getragen werden kann, auf das noch anstehende Flöz. Auf den Ausbau des offenen Strebs wirkt lediglich das Gewicht der untersten, sich absenkenden Hangendschicht. Das Gewicht des Hangenden nimmt im rückwärtigen Strebraum immer mehr zu, da immer höhere Hangendschichten von der Absenkung mitergriffen werden. Diese Zunahme setzt sich so lange fort, bis die Absenkung beendet ist und damit der ursprüngliche Spannungszustand und das Gleichgewicht wieder erreicht sind. Die Übertragung größerer Kräfte der als Decken oder Platten aufgefaßten Hangendschichten auf den Kohlenstoß oder auf die Strebränder als Einspannlager ist bei starker Vorzerklüftung nicht anzunehmen. Bei geringer Vorzerklüftung sind dagegen durch eingespannte Platten verursachte Erscheinungen zusätzlich möglich und in Grenzfällen sogar in größerem Ausmaße denkbar.

[1] Patteisky, K.: Die Art des Vorhandenseins des Grubengases im Gebirge. Bergbau-Archiv 1951 S. 49.

[2] Vgl. G. Spackeler: Grundsätzliche Probleme des Gebirgsdrucks. Freiberger Forschungshefte 1954 S. 10.

Zehnter Abschnitt

Grubenausbau

I. Bedeutung des Grubenausbaus

A. Gebirgsdruck

1. — Vorbemerkung. Der Grubenausbau hat zwei Hauptaufgaben: das Offenhalten der Grubenräume und den Schutz der Bergleute. Beide Aufgaben fallen in der Regel, aber keineswegs immer, zusammen. Das Offenhalten der Grubenbaue schließt den Kampf des Bergmanns gegen Gebirgsdruck in sich; der Ausbau soll das durch die Baue gestörte Gleichgewicht im Gebirge wiederherstellen, kommt also nach dieser Richtung hin vorzugsweise bei *druckhaftem* Gebirge zur Geltung. Dem Schutz der Leute dagegen dient in erster Linie das Zurückhalten loser Schalen oder Massen bei *gebrächem* Gebirge. Ein wenig gebräches, aber stark druckhaftes Gebirge kann an den Ausbau sehr hohe Anforderungen stellen; umgekehrt kann man sich in einem gebrächen, aber nicht druckhaften Gebirge vielfach mit einem verhältnismäßig leichten Ausbau begnügen.

Gebräch ist ein Gestein, wenn entweder die Schichtfugen und Lösen sehr zahlreich sind (z. B. dünnplattiger Schiefer) oder wenn es von *Klüften* sowie von *Rissen* durchsetzt ist. Gesteinsklüfte mit weißlicher Ausfüllung nennt der westfälische Bergmann allgemein „Kalkschnitte". Doch besteht die Ausfüllungsmasse nur bei stärkeren Klüften aus Kalk (oder Dolomit), im übrigen aus einer ton- oder talkartigen Masse, die das Ergebnis von Zerreibung durch Gebirgsbewegungen darstellt. Durch das Zusammenwirken dieser verschiedenen Klüfte werden die gefährlichen „Sargdeckel" gebildet. Besondere Aufmerksamkeit verdienen auch die fremden Einlagerungen im Hangenden, die mit dem umgebenden Gestein nur lose zusammenhängen. Hervorzuheben sind hier die dem Steinkohlenbergmann bekannten *Konkretionen* von Toneisenstein sowie die als *Kessel* bezeichneten Wurzelstöcke versteinerter Bäume, die häufig unmittelbar über dem Flöz ins Hangende eingebettet, von diesem aber durch einen dünnen glatten Überzug kohliger Masse getrennt sind, so daß sie wegen ihrer sich nach oben verjüngenden Gestalt leicht herausfallen können.

Gebrächem Gebirge gleich sind lose und überhängende Massen zu achten. Infolgedessen sind hierher auch Ausbauvorrichtungen zu rechnen, deren Zweck das Tragen des Bergeversatzes oder das Abfangen von Schweben bei steiler Lagerung oder das Zurückhalten der Bruchmassen des Alten Mannes in mächtigen Flözen ist.

Im Bergbau auf Erzgängen, die meist in sehr festen, geologisch alten Sedimentgesteinen oder in Eruptivgesteinen auftreten, kommt man vielfach ohne oder mit nur wenig Ausbau aus. Das gleiche gilt wegen der zähen Natur der Salzgesteine in verstärktem Maße für den Steinsalz- und Kalibergbau.

Im Steinkohlenbergbau mit seinem aus Tonschiefer, Sandschiefer und Sandstein bestehenden Gebirge, im Braunkohlentiefbau, aber auch auf zahlreichen Erzgruben spielt der Grubenausbau dagegen eine sehr große Rolle. Wie wichtig seine Schutzaufgabe ist, zeigt folgende Zahlentafel.

Unfallursachen[1]	Anteil der Unfälle an den Gesamtunfällen %	Anteil der tödlichen an den Gesamtunfällen %
1. Steinfall	38,5	0,50
2. Fallende, abgleitende oder abspringende Gegenstände, Stücke oder Haufwerk	24,0	0,18
3. Absturz, Fall, Stoß, Reißen an vorspringenden Teilen, Verheben oder dergleichen	19,0	0,29
4. Maschinen, Fördereinrichtungen und andere Einrichtungen, Ausbaumittel, Gezähe und Werkzeuge	15,0	0,83
5. Andere Ursachen: Brand, Brandgase, Explosionen usw.	3,5	2,90
Gesamt	100,0	4,70

Aus ihr geht hervor, daß in den Jahren 1952—1955 im untertägigen Betrieb im Bereich des Oberbergamtes Dortmund rd. 39% der Gesamtunfälle durch Steinfall verursacht worden sind. Der Anteil der tödlichen Unfälle durch Steinfall beträgt dagegen 0,5%. Von den Unfällen durch Steinfall ereignen sich die meisten im Abbau.

Gelegentlich werden mit dem Ausbau auch andere Zwecke verfolgt. So dient er öfter lediglich zum dichten Abschluß der Stöße, z. B. im Tonschiefergebirge zur Verhütung der das Quellen begünstigenden Aufnahme von Feuchtigkeit aus den Wettern, in brandgefährlicher Kohle zum Abschluß des Luftsauerstoffes. Manchmal soll er auch die Verunreinigung der gewonnenen Kohle durch nachbrechende dünne Schieferlagen verhüten. Für diese Zwecke kommt es weniger auf die Stärke als vielmehr auf die Dichtigkeit des Ausbaus an. Besonders dicht muß der zur Fernhaltung der Gebirgswässer dienende Ausbau sein. Dieser wasserdichte Ausbau bildet eine Besonderheit des Schachtausbaus, wogegen er in Strecken nur vereinzelt Anwendung findet.

2. — Der Druck im unverritzten Gebirge. Das unverritzte, d. h. das von bergbaulichen Hohlräumen wie Strecken, Schächten oder Abbauräumen noch nicht durchörterte Gebirge steht unter einem Druck, und zwar dem Überlagerungsdruck. Es befindet sich in einem Spannungszustand, dessen Ursache das Gewicht der überlagernden Schichten oder, in anderen Worten, die Schwerkraft ist. Sie wirkt senkrecht nach unten, ruft also zunächst eine senkrechte Druckspannung hervor. Da sich aber das Gebirge aus einer Vielzahl von über- und nebeneinanderliegenden

[1] Oberbergamt Dortmund: Jahresbericht 1955.

Teilchen zusammensetzt und die Teilchen sich in der waagerechten Ebene nicht ausdehnen können, beeinflussen sie sich auch in seitlicher Richtung. Das Gebirge ist also einem allseitigen Druck ausgesetzt. Ein allseitiger Druck herrscht auch im Wasser, und zwar ist er allseitig gleichmäßig, da die einzelnen Wasserteilchen beliebig gegeneinander beweglich sind. Das ist bei den Gesteinsteilchen nicht der Fall, weshalb im Gebirge zwar ein allseitiger, aber ein allseitig verschiedener Druck vorliegt, der sich auf einen dreiachsigen Spannungszustand zurückführen läßt[1]. Er ist an dem Würfel in Abb. 333, der ein Gesteinsteilchen verkörpert, schematisch dargestellt.

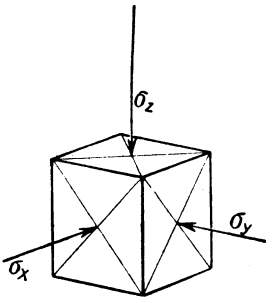


Abb. 333. Hauptspannungen im unverritzten Gebirge

Die in Richtung der senkrechten Achse, also in Richtung der Erdschwere verlaufende Hauptspannung ist die größte. Sie läßt sich, solange die Gesteine elastisches Verhalten zeigen, rechnerisch mit Hilfe der Formel $\sigma_z = \gamma \cdot h/10$ [kg/cm²] ermitteln, wobei unter h [m] die Überlagerungshöhe oder Teufe und unter γ [t/m³] die Wichte der überlagernden Schichten zu verstehen ist. Aus der nachstehenden Zahlentafel ist die Zunahme des Überlagerungsdrucks in t/m² mit der Teufe und bei verschiedener Wichte der Gesteine zu ersehen:

Gesteinswichte γ t/m³	Überlagerungsdruck in t/m² bei einer Teufe von (m):						
	100	200	300	500	1000	1500	2000
2	200	400	600	1000	2000	3000	4000
2,5	250	500	750	1250	2500	3750	5000
3	300	600	900	1500	3000	4500	6000

Die seitlichen Hauptspannungen σ_x und σ_y sind einander gleich und betragen auf Grund der Formel $\sigma_x = \sigma_y = \frac{\sigma_z}{m-1}$ nur einen Bruchteil der senkrechten Hauptspannung. Ihre Größe hängt von der Poissonschen Querdehnungsziffer m ab. Sie beträgt bei Wasser 2, schwankt bei Gesteinen im allgemeinen zwischen 5 und 12 und kann für Gesteine des Steinkohlengebirges zu 5—8 angenommen werden. Bei weicheren Gesteinen ist sie kleiner und bei festeren größer. Die seitlichen Spannungen erreichen daher im allgemeinen nur einen Anteil von 10—25% der senkrechten Hauptspannung.

Aus dem Unterschied zwischen der Größe der senkrechten und seitlichen Spannungen darf jedoch nicht der Schluß gezogen werden, daß die Beanspruchung der Streckenstöße geringer sei als die der Streckenfirste. Vielmehr ist zu beachten, daß um einen bergmännischen Hohlraum zusätzliche Spannungen eine entscheidende Rolle spielen. Sie bewirken im Gegenteil vielfach eine besonders starke Spannungserhöhung in den Stößen, worauf in Ziff. 5, S. 387 ff., näher eingegangen wird.

[1] KÜHN, P.: Spannungs- und Strukturzustand des Gesteins im ungestörten Gebirge. Glückauf 1933 S. 560.

3. — Elastisches und plastisches Verhalten fester Gebirgsschichten. Feste Körper, also auch die Gesteine, erfahren unter der Einwirkung äußerer Lasten Formänderungen. Nimmt das Gestein nach dem Zurückgehen der Belastung seine ursprüngliche Form wieder an, so sagt man, das Gestein sei elastisch. Erleidet es dagegen unter der äußeren Krafteinwirkung Formänderungen, die auch nach Aufhören der Last in ihrer Gesamtheit bestehen bleiben, so ist das Gestein bildsam oder plastisch[1].

Elastische Körper gehorchen andern Gesetzen als plastische. Für elastische Körper gilt das Hookesche Gesetz, d. h. die Spannungen und die von ihnen verursachten Dehnungen sind einander proportional, während bei plastischen Körpern die Dehnungen wesentlich stärker zunehmen als die Spannungen. Überschreitet die Dehnung eine gewisse Grenze, so tritt Bruch ein.

Da jeder feste Körper bis zu einer bestimmten Grenzbelastung elastisches Verhalten zeigt und erst bei Überschreitung dieser Belastung plastisch wird, gilt auch für die natürlichen Gesteine, daß sie sowohl elastisch als auch plastisch sein können. Es hängt lediglich von ihren Materialeigenschaften sowie von der Höhe und Art ihrer Beanspruchung ab, wie weit ihre elastischen und plastischen Bereiche gehen. v. KÁRMÁN[2] und O. MÜLLER haben darüber Versuche angestellt. In Abb. 334 sind die Ergebnisse von Versuchen an Sandstein wiedergegeben, der bei verschiedenen seitlichen, d. h. Manteldrücken, senkrechten Druckbeanspruchungen ausgesetzt wurde. Die Kurven zeigen, daß die sog. *Manteldruckfestigkeit* mit wachsendem seitlichen Druck zunimmt. Sie zeigen ferner, daß die Elastizitätsgrenze um so höher liegt, je größer der Manteldruck σ_2 ist. Außerdem lassen sie erkennen, daß der Sandstein nach Überschreitung der Elastizitätsgrenze plastisch wird, d. h. dauernde Formänderungen erleidet, ehe Bruch eintritt. Es ist dies jedoch nur bei einem bestimmten Verhältnis der Fall. Je geringer der Manteldruck ist, um so schmaler ist der plastische Bereich, um so geringer ist also die Verkürzung, die das Gestein aushalten kann, und um so eher erfolgt der Bruch.

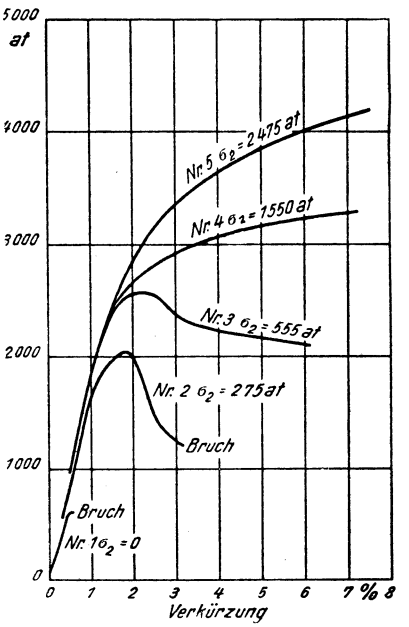


Abb. 334. Elastizitätsgrenze von Sandstein in Abhängigkeit vom senkrechten Druck bei verschiedenen Manteldrücken

[1] KUHN, P.: Elastizität und Plastizität des Gesteins und ihre Bedeutung für die Gebirgsdruckfrage. Glückauf 1932 S. 185; — ferner C. SCHREYER: Praktische Baustatik, Leipzig 1940.

[2] v. KÁRMÁN: Festigkeitsversuche unter allseitigem Druck. Z. VDI 1911 S. 1749; — ferner O. MÜLLER: Untersuchungen an Karbongesteinen zur Klärung von Gebirgsdruckfragen. Glückauf 1930 S. 1601.

Aus diesen Versuchen läßt sich der wichtige Schluß ziehen, daß die meisten Gesteine innerhalb der bis jetzt im allgemeinen vom Bergbau erreichten Teufe im geschlossenen Gebirgsverband elastisches Verhalten zeigen. Dies gilt sicher für Eruptivgesteine, Grauwacken, Kalksteine, Sandsteine und Sandschiefer. Bei Tonschiefern hört das elastische Verhalten in wesentlich geringerer Teufe auf als bei Sandsteinen, und es ist möglich, daß in tieferen Gruben bei ihnen bereits die Elastizitätsgrenze überschritten ist und der plastische Bereich vorliegt. Schon in sehr geringer Tiefe dürfte der plastische Bereich bei Schieferton erreicht sein, während bei eigentlichen Tonen der elastische Bereich eine sehr untergeordnete Rolle spielt.

Auch O. MÜLLER[1] hat die Zusammendrückbarkeit von Gesteinen nachgewiesen und gefunden, daß die durch den Druck erzeugte Volumenverminderung zum großen Teil elastisch ist, bei Sandsteinen mehr, bei Tonschiefer und Kohle weniger. Die Wiederausdehnung nach teilweiser oder vollständiger Druckentlastung wird als *latentes Arbeitsvermögen* bezeichnet. Wenngleich heute feststeht, daß dieses Arbeitsvermögen nicht als Hauptursache der Bewegungen des bergbauliche Hohlräume umgebenden Gebirges anzusehen ist, so kann doch z. B. die von WEISSNER[2] beobachtete Hebung von Gesteinstrecken infolge eines über sie hinwegschreitenden Abbaus auf diese Weise ihre Erklärung finden. Auch Spannungsschläge oder Gebirgsschüsse dürften damit in Zusammenhang stehen.

4. — Würfeldruckfestigkeit von Gesteinen. Steht ein Gestein unter allseitigem Druck, so ist seine Widerstandsfähigkeit gegen Zerstörung am größten. Man spricht dann von seiner Manteldruckfestigkeit. In der Regel versteht man jedoch unter der Druckfestigkeit eines Gesteins seine *Würfeldruckfestigkeit*, seltener auch die etwas höhere *Zylinderdruckfestigkeit*. Die Würfeldruckfestigkeit ist diejenige Festigkeit, die ein Gesteinswürfel bestimmter Seitenlänge besitzt, wenn er in einer Hauptspannungsrichtung belastet wird, wie dies beim Pressen zwischen zwei Druckflächen geschieht. Diese Würfeldruckfestigkeit ist für den Bergbau von großer Bedeutung, da am Rand bergmännischer Hohlräume der allseitige Spannungszustand aufgehoben ist. So sind z. B. die Pfeiler beim Kammerbau der gleichen Belastungsart ausgesetzt wie ein Würfel in einer Baustoffpresse. In nachstehender Zahlentafel sind die Würfeldruckfestigkeiten einiger Gesteine zusammengestellt, wozu bemerkt sei, daß bei Steinsalz, Sylvinit und Hartsalz dem Bruch starke elastische und plastische Verformungen voraufgehen:

Granit	1230—2000 kg/cm²	Anhydrit[3]	1170—1240 kg/cm²
Basalt	920—4570 „	Steinsalz[3]	310— 475 „
Kalkstein	400—1920 „	Sylvinit	400 „
Sandstein	300—1840 „	Hartsalz[2]	280— 350 „
Tonschiefer	35— 290 „	Kohle	35— 290 „

Viel geringer als die Würfeldruckfestigkeit sind die *Biege-*, *Scher-* und *Zugfestigkeit* der Gesteine. Die Biegefestigkeit beträgt im allgemeinen nur $^1/_7$,

[1] MÜLLER, O.: Untersuchungen an Karbongesteinen zur Klärung von Gebirgsdruckfragen. Glückauf 1930 S. 1601.

[2] WEISSNER, J.: im Bd. I des Sammelwerks 1942. Essen: Verlag Glückauf.

[3] WÖHLBIER: Dissertation, Breslau 1931.

die Scherfestigkeit $^1/_{14}$ und die Zugfestigkeit nur $^1/_{30}$ der Würfeldruckfestigkeit.

5. — Der Gebirgsdruck um Gesteinstrecken. Durch jeden bergmännischen Hohlraum wird das im Gebirge vorhandene Gleichgewicht gestört. Die Spannungsverteilung, die im unverritzten Gebirge geherrscht hat und die in der Hauptsache durch senkrechte Spannungen gekennzeichnet ist, wird verändert. Wie Abb. 335 zeigt, kann man diese Spannungen durch parallele, senkrechte Linien darstellen. Wird eine Gesteinstrecke, ein Füllort oder eine Kammer aufgefahren, so kann das Gestein, das in diesen Hohlräumen anstand, nicht mehr mithelfen, die überlagernden Schichten zu tragen. Der *Überlagerungsdruck* über dem Streckenhohlraum ist aber unverändert vorhanden. Er muß nach wie vor getragen werden, und zwar von den Stößen der Strecke. Die senkrechten Spannungslinien biegen dementsprechend um den Hohlraum herum und verdichten sich hier, ein Zeichen, daß die Druckspannungen an den Stößen größer geworden sind. Die Umgebung des Hohlraums wird zusätzlich belastet. Die Art dieser Belastungsänderung haben KÜHN und FENNER[1] durch Rechnung, DORSTEWITZ[2] und JACOBI durch Modellversuche festgestellt. Als übereinstimmendes Ergebnis dieser Untersuchungen ist gefunden worden, daß die Streckenstöße stets zusätzlich auf Druck, Firste und Sohle dagegen in der Regel auf Zug beansprucht werden. Die Höhe des Zusatzdruckes in den Stößen kann das Zwei- und Mehrfache des Normaldruckes, die Zugspannung in der Firste und Sohle das 0,3—0,7fache des Normaldruckes betragen. Der Zusatzdruck wird vielfach auch *Kämpferdruck* genannt, und zwar in Anlehnung an die gleichartige Bezeichnung von Zusatzdrücken im Bauwesen, welche die Auflageflächen von Gewölben oder die Mauern um Fensteröffnungen aufzunehmen haben.

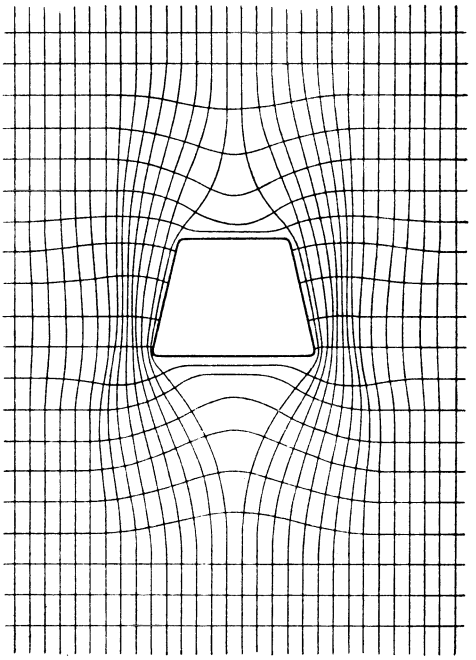


Abb. 335. Verlauf der Druckspannungslinien um den Türstockquerschnitt

[1] FENNER, R.: Untersuchungen zur Erkenntnis des Gebirgsdrucks. Glückauf 1938 S. 681.

[2] DORSTEWITZ, G.: Spannungsoptische Untersuchungen als Beitrag zur Klärung von Gebirgsspannungen um bergmännische Hohlräume. Diss. Aachen 1940; Arch. bergb. Forsch. 1940 S. 1; — ferner O. JACOBI: Die Tragfähigkeit verschiedener Streckenausbauten. Bergbau-Archiv 1952 S. 35.

Die Auswirkung dieser Spannungsänderungen kann zweierlei Art sein. Das Gestein erträgt sie, wenn sie niedriger sind als seine Festigkeitswerte. Ist z. B. der gewöhnliche Überlagerungsdruck in 500 m Teufe 125 kg/cm², die Gesteinsfestigkeit 600 kg/cm² und der Zusatzdruck 3×125 kg/cm² $= 375$ kg/cm², so werden keinerlei Auswirkungen des Gebirgsdrucks festzustellen sein. Die Strecke braucht nicht ausgebaut zu werden oder man kommt mit einem leichten, billigen Ausbau zum Schutz gegen einzelne sich ablösende Gesteinsplatten aus. Es ist dies vielfach im Erzbergbau der Fall, aber auch in Sandsteinhorizonten des Steinkohlengebirges, besonders der Magerkohlenschichten.

Übersteigen dagegen die zusätzlichen Spannungen die Festigkeit des die Strecke umgebenden Gesteins, so treten Risse auf und das Gestein bricht. Besonders bemerkenswert ist dabei, daß diese Brucherscheinungen nicht beliebig weit in das Gebirge hineinreichen, sondern schließlich ihre Begrenzung rings um den Streckenhohlraum an einer Fläche von elliptischem Querschnitt finden. Es bildet sich eine *Druckellipse* um die Strecke. Man spricht zwar auch von einem Traggewölbe oder *Druckgewölbe*, hat bei diesen Bezeichnungen aber nur die oberhalb der Streckensohle auftretenden Erscheinungen im Auge. Eine stehende Ellipse ist, wie in Ziff. 10 noch gezeigt werden wird, diejenige Hohlraumform, bei der die geringsten zusätzlichen Spannungen auftreten. Ein ellipsenförmiger Hohlraum kann die Spannungen am besten ertragen. Das Gebirge hilft sich gewissermaßen selbst, einen neuen Gleichgewichtszustand herzustellen. Die Größe dieser Ellipse ist von Teufe, Gesteinsart und Hohlraumquerschnitt abhängig. Ihre Höhe über der Streckenfirste kann 5—30 m betragen, ihre Breite, von den Stößen ab gerechnet, 0,5—1 m und mehr.

Eine von Rissen durchsetzte Zone ist natürlich nur noch in geringem Maße imstande, Spannungen aufzunehmen und weiterzuleiten. Je zahlreicher die Risse werden, um so weniger kann dies der Fall sein. Das Gestein innerhalb der Druckellipse ist also durch Rißbildung und Auflockerung teilweise oder vollständig entspannt. Das gesunde, nicht von Rissen durchzogene Gestein jenseits der Grenze der die Gesteinstrecke umgebenden elliptischen Zone steht dagegen unter Spannung. Diese ist gleich der normalen, d. h. der Teufe entsprechenden Spannung, vermehrt um eine bestimmte Zusatzspannung. Die daraus sich ergebende Gesamtspannung ist noch imstande gewesen, das Gestein am Ellipsenrand zu zerstören. Durch die Ellipsenbildung wird sie besser verteilt, so daß sie nunmehr vom Gestein ertragen werden kann. Weiter nach dem Gebirgsinneren nehmen die Gesamtspannungen allmählich bis auf den Normalwert ab, d. h. die Zusatzspannung verschwindet.

In Anlehnung an KASTNER[1], LABASSE und SELDENRATH ist in Abb. 336 der geschilderte Spannungsverlauf schematisch wiedergegeben. Rings um den hier kreisförmig angenommenen Streckenquerschnitt lagert sich die entspannte Zone I. In dieser ellipsenförmigen Randzone herrscht die unter den obwaltenden Bedingungen höchstmögliche tangentiale Spannung (σ_t in

[1] KASTNER, H.: Über den echten Gebirgsdruck beim Bau tiefliegender Tunnel. Öst. Bau-Z. 1949 S. 157. — TH. R. SELDENRATH: Theory and practice of rock-pressure on an advancing face. Leeds University Mining Society Journal 1954 S. 57.

Abb. 336). Sie setzt sich aus der normalen Spannung und der Zusatzspannung zusammen. Innerhalb der Zone II nimmt die Zusatzspannung allmählich ab, bis jenseits von ihr nur noch die normale Spannung herrscht. Außer den tangentialen Spannungen sind noch radiale, d. h. senkrecht auf den Streckenhohlraum wirkende Kräfte zu unterscheiden. Sie nehmen von einem am Streckenstoß vorhandenen Mindestwert bis auf einen Normalwert am Ende der Zone III zu (σ_r in Abb. 336).

Es ist leicht einzusehen, daß Ausbau notwendig ist, sobald es zu einer ellipsenförmigen Bruch- und Auflockerungszone um eine Strecke kommt. Der Ausbau hat aber keineswegs den ganzen Überlagerungsdruck aufzunehmen. Er hat vielmehr in der Firste das Gewicht der lockeren Schichten zu tragen und außerdem dem Druck standzuhalten, der durch die infolge der Auflockerung eingetretenen Volumenvermehrung verursacht ist. Diese Kräfte finden eine Gegenkraft im Ausbau. Zugleich ist anzunehmen, daß durch diese Gegenkraft auch die Ausdehnung der Zone I beeinflußt wird. Bei geringer durch den Ausbau verursachter Gegenkraft wird sie größer sein als bei hoher Gegenkraft.

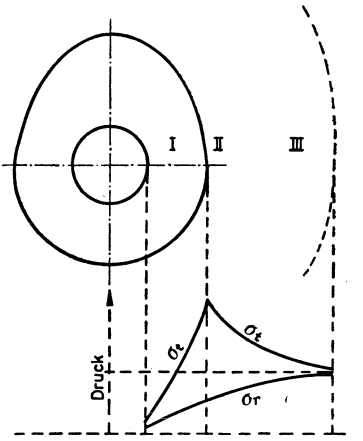


Abb. 336. Spannungsverlauf um eine Gesteinstrecke

Die Gesteine und ihre Eigenschaften sind so verschiedenartig, daß nicht alle Erscheinungen genau dem geschilderten Schema entsprechen können. So hat z. B. schon FENNER[1] darauf hingewiesen, daß es zur Bildung einer besonders ausgedehnten Zertrümmerungszone kommt, wenn eine Tonschicht zwischen Sandsteinen eingebettet ist. Auch Tonschiefer und ähnliche mobile Gesteine bedürfen einer besonderen Erwähnung. Es ist möglich, daß eine die Firste bildende Schicht aus Tonschiefer oder ähnlichem Gestein sich infolge fehlender Auflage nach unten durchbiegt. Bei Überlastung tritt jedoch bei Tonschiefer nach einer größeren Formänderung auch Bruch auf und damit eine Auflockerung und Volumenvermehrung ein. Diese Gesteinsarten können aber auch in einen Zustand des langsamen Fließens geraten, d. h. einer Umformung längs zahlloser kleiner Bruchflächen. Sie ermöglicht es dem Gestein, von Stellen höheren Drucks zu Stellen niederen Drucks abzuwandern. Die in größeren Teufen bei Tonschiefern und auch bei Sandschiefern zu beobachtende Stauchung in Firste und Sohle ist hierauf zurückzuführen. Auch das *Quellen des Liegenden* erklärt sich in der Hauptsache durch den tangentialen Druck, den die Stöße auf ein standfestes Liegendes ausüben, und durch den dieses innerhalb des Hohlraums hochgepreßt wird. Durch die Einwirkung von Wasser auf den Schieferton können diese Druckerscheinungen noch verstärkt werden, und zwar im wesentlichen deshalb,

[1] FENNER, R.: Untersuchungen zur Erkenntnis des Gebirgsdrucks. Glückauf 1938 S. 681.

weil der Schieferton durch das Wasser aufgeweicht und dadurch noch beweglicher gemacht wird. Die vielfach verbreitete Ansicht, daß der Tonschiefer das Wasser aufsaugt und dadurch sein Volumen vergrößert, wird von TERZAGHI[1] bestritten.

6. — Der Gebirgsdruck um Abbaustrecken[2]. Unter der Voraussetzung, daß eine Abbaustrecke dem zu Felde rückenden Streb 75 m oder mehr vorgesetzt und der Streb selbst mehr als etwa 150 m vorgetrieben ist, können drei verschiedene Streckenabschnitte unterschieden werden, deren Übergänge allerdings nicht scharf, sondern fließend sind: ein vorderer Abschnitt, ein mittlerer und ein rückwärtiger Abschnitt.

Der vordere Abschnitt ist vom Abbau noch nicht beeinflußt. Es ist nur die Strecke selbst, die den ursprünglichen Spannungszustand des unverritzten Gebirges stört. Es bildet sich ein neuer Spannungszustand, ähnlich wie um eine Gesteinstrecke (Ziff. 5), aus. In den Stößen treten zusätzliche Druckspannungen und in Firste und Sohle Zugspannungen auf. Infolge der geringeren Festigkeit des eine Abbaustrecke umgebenden Gebirges kann es eher als in einer Gesteinstrecke zu Bewegungen des Gebirges kommen, eine Möglichkeit, die allerdings durch den geringeren Streckenquerschnitt wieder gemildert wird. Auch ist in diesem Zusammenhang zu beachten, daß die Standdauer der vorderen Zone im Vergleich zu Gesteinstrecken nur gering ist. Infolgedessen benötigt diese Zone meist nur geringe oder keine Unterhaltungsarbeiten.

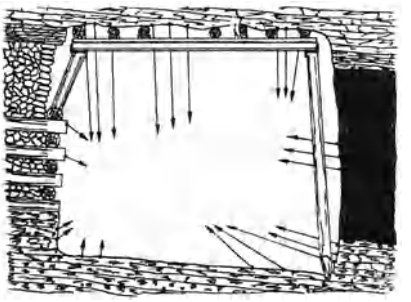


Abb. 337. Bewegung des Hangenden, Liegenden und der Stöße in einer Abbaustrecke. Das Bewegungsmaß beträgt $^3/_5$ der Pfeillänge

Der mittlere Abschnitt ist dagegen sehr stark beansprucht. Erstens sind die zusätzlichen Spannungen vorhanden, die durch die Strecke selbst verursacht werden. Zweitens wirkt der voreilende und nacheilende Zusatzdruck des Strebs sowie der auf den seitlichen Begrenzungen des mit Versatz gefüllten oder zu Bruch geworfenen Abbauraumes liegende Zusatzdruck. Dieser wirkt bei einer Kopfstrecke meist auf den Alten Mann eines früher gebauten Strebs, bei der unteren Strecke meist auf die unter ihr noch anstehende Kohle oder auf den Streckendamm. Weiter ist zu beachten, daß das Hangende sich absenkt, da es nicht nur im Streb, sondern auch im Profil der Abbaustrecke (und womöglich noch im Streckendamm) durch den Abbau der Kohle seiner Unterlage beraubt ist.

Alle drei Einflußursachen, von denen die Absenkung des Hangenden im allgemeinen die stärkste ist, wirken sich in Gebirgsdruckerscheinungen aus, die eine Verkleinerung des Streckenquerschnitts zur Folge haben. Außer

[1] TERZAGHI, K.: Erdbaumechanik, Leipzig u. Wien 1935.

[2] SCHWARTZ, B.: Die Gebirgsbewegung in Abbaustrecken. Die Bergbauwissenschaften 1957 S. 208; — ferner: C. H. FRITZSCHE u. F. GIESA: Beobachtungen über Beanspruchungen des Ausbaus in Abbaustrecken. Glückauf 1935 S. 125.

der Absenkung des Hangenden treten, wie Abb. 337 zeigt, in mehr oder weniger ausgeprägtem Maße auf: seitliche Bewegungen der Streckenstöße sowie senkrecht oder schräg nach oben gerichtete Bewegungen der Streckensohle. Die seitlichen Bewegungen der Sohle sind in der Regel nach dem Alten Mann hin gerichtet. Schließlich finden — in der Abb. 337 nicht erkennbar — geringe Schubbewegungen insbesondere des Hangenden in Richtung der Streckenachse statt, und zwar meist vom Streckenort fort in Richtung zum älteren Abbau hin. Zuweilen ist aber auch eine Umkehrung dieser Schubbewegung in Richtung auf den Abbaustoß beobachtet worden. Bei geneigter und steiler Lagerung treten außerdem noch Schubbewegungen des Hangenden und Liegenden in Richtung des Einfallens auf.

Das Ausmaß dieser Bewegungen ist sehr verschieden. Es ist in starkem Maße von der Flözmächtigkeit abhängig. Insbesondere nimmt die Absenkung mit der Flözmächtigkeit zu. Die gleiche Abhängigkeit besteht zu der Zusammendrückbarkeit des Versatzes oder der die Strecke begleitenden Bergemauer oder Holzkastenreihe. Weiter spielt die Festigkeit der Kohle und des Nebengesteins, und zwar vor allem des Liegenden, eine Rolle. Ist das Liegende weich, so weicht es den zusätzlichen, über die Kohle und die Bergemauer aus dem Hangenden übertragenen Kräften durch seitliche und senkrecht nach oben gerichtete Bewegungen stärker aus, als wenn es standfest und widerstandsfähig ist. Man sollte daher diese Kräfte von der Strecke ablenken und die Strecke nach der anstehenden Kohle hin mit einem ausreichend breiten Damm auffahren. Zugleich lassen sich die Auswirkungen der Kräfte dadurch verringern, daß man die Bergemauern und auch die Ausfüllung des Streckendammes nachgiebig macht. Sind nämlich die längs der Strecke aufgeführten Bergemauern weniger nachgiebig als ihre Umgebung, so verdichten sich in ihnen die Spannungslinien, d. h. die Spannungen nehmen zu, sie rufen Risse im Hangenden hervor, setzen sich durch die Bergemauern zum Liegenden fort und bringen dieses in Bewegung. Die Dauer der Bewegungen in einer Abbaustrecke ist ebenfalls von der Festigkeit der Kohle, des Nebengesteins und der Art der Abbauraumausfüllung abhängig. Es hat den Anschein, als ob bei Schieferhangendem die Bewegungen schneller ablaufen als bei Sandsteinhangendem. Im allgemeinen dauern die senkrechten Bewegungen länger an als die seitlichen. Die Absenkung des Hangenden ist 50—150 m hinter der Strebfront im großen und ganzen abgeschlossen.

Die Unterhaltungsarbeiten sind im mittleren Abschnitt am größten. Es wurde bereits erwähnt, daß sie durch mehr oder weniger große Nachgiebigkeit der Ausfüllung der Abbauraumränder beeinflußt werden. Eine entscheidende Bedeutung hat die zweckmäßige Wahl des Ausbaus, seine Formveränderungsfähigkeit, sein Werkstoff, seine Schwere, der Abstand der Ausbaurahmen usw. Auch spielt es eine Rolle, ob das Hangende und das Liegende oder nur eines von beiden nachgerissen wird (s. S. 66).

Der dritte oder rückwärtige Abschnitt einer Abbaustrecke reicht vom Querschlag oder vom Blindschacht bis zu dem Gebiet, in dem die starken Bewegungen des mittleren Abschnitts abgeklungen sind. In diesem rückwärtigen Abschnitt haben die durch den Streb hervorgerufenen Zusatzdrücke keinen Einfluß mehr. Die Unterhaltungsarbeiten im rückwärtigen

Streckenabschnitt sind im allgemeinen gering, jedenfalls geringer als im mittleren Abschnitt.

7. — Gebirgsdruck im Abbau. Über die Änderungen, die in den Spannungsverhältnissen des Gebirgskörpers im Gefolge des Abbaus eintreten, über den Kämpferdruck und seine Auswirkungen sowie über die seitlichen in den Abbauhohlraum hinein gerichteten Bewegungen, denen das unmittelbare Hangende und das Liegende sowie auch das Flöz selbst ausgesetzt sein können, sind bereits auf S. 364 ff. ausführliche Darlegungen gemacht worden. Es sei in diesem Zusammenhang auf sie verwiesen.

8. — Statischer und dynamischer Gebirgsdruck. Die in den drei vorangegangenen Ziffern behandelten Gebirgsdruckerscheinungen können als Äußerungen des *statischen* Gebirgsdrucks, deren alleinige Ursache die Schwerkraft ist, bezeichnet werden. Die bergmännischen Hohlräume sind jedoch noch anderen Beanspruchungen ausgesetzt, und zwar denen des *dynamischen* Gebirgsdrucks. Auch dessen Erscheinungen gehen letzten Endes auf die Schwerkraft zurück. Ausgelöst werden sie jedoch durch die gegenseitige Beeinflussung bergmännischer Hohlräume. Insbesondere gehen diese Einflüsse von der Störung des Gleichgewichts der Kräfte im Gebirge durch den Abbau aus.

Wie auf S. 355 ff. näher ausgeführt worden ist, treten über jedem Abbau im Steinkohlengebirge Senkungen, Pressungen und Zerrungen auf. Sie erfassen nicht nur die Erdoberfläche, sondern das ganze oberhalb des Abbaus liegende Grubengebäude mit seinem Streckennetz. Die Strecken senken sich ab, werden gepreßt und gezerrt, das den Streckenhohlraum umgebende Gestein wird zerrissen und verschoben, so daß dynamische Beanspruchungen auftreten können, die die des statischen Gebirgsdrucks noch weit übertreffen.

Aber auch in seitlicher, d.h. horizontaler Richtung und nach unten finden Übertragungen zusätzlicher Drucke statt, die insbesondere von Abbauhohlräumen, aber auch von Strecken ausgehen. Auf die voreilende Auswirkung des Zusatzdrucks wurde bereits hingewiesen. Auch die von Spackeler[1] mitgeteilte Beobachtung an einem im Liegenden eines Abbaus aufgefahrenen Querschlag fällt in dieses Gebiet. Die Form dieses Querschlags änderte sich bei dem im Flöz von Osten nach Westen fortschreitenden Abbau derart, daß sie zunächst die Gestalt einer nach Osten geneigten Ellipse annahm, die sich dann wieder in einen Kreis verwandelte, um schließlich in die Gestalt einer nach Westen geneigten Ellipse überzugehen. Diese Beobachtung kann zugleich als Beweis für das elastische Verhalten geschlossener Gesteinsverbände in Anspruch genommen werden. Als Wirkung einer Druckentlastung ist die vielfach beobachtete Hebung eines überbauten Querschlags zu deuten.

9. — Gebirgsdruck und Teufe. Es ist zweifellos, daß der Gebirgsdruck, d. h. die Spannungen, denen das Gebirge ausgesetzt ist, mit der Teufe zunehmen. Damit ist aber noch nicht gesagt, daß sichtbare Äußerungen des Gebirgsdrucks im gleichen Maße wachsen. Solange das die bergmännischen Hohlräume — es ist hier in erster Linie an die Strecken gedacht — umgebende Gestein den größeren Spannungen gewachsen ist, solange wird eine Zunahme der Gebirgsdruckwirkungen nicht zu beobachten sein. Erst wenn

[1] Spackeler: Druckwirkungen im Liegenden. Glückauf 1930 S. 801.

die Spannungen die Gesteinsfestigkeit übersteigen, kommt es zum Bruch und zu Fließerscheinungen. Es ist sicher, daß in größerer Teufe diese Äußerungen schneller und kräftiger vor sich gehen und eine etwas umfangreichere Zone um den Streckenquerschnitt ergreifen als in geringeren Teufen. Im allgemeinen wird man jedoch annehmen können, daß ein Selbstschutz des Gebirges Platz greift: die um die Strecke sich bildende Bruch- und Auflockerungszone hört auf, sobald die Bruchzone eine gegenüber den Spannungen günstige Form angenommen hat. Diese Form ist auf Grund von Beobachtungen und Modellversuchen die einer stehenden *Ellipse*. Wenn also auch die Gebirgsdruckerscheinungen mit der Teufe zunehmen, so ist die Zunahme jedoch sicherlich nicht proportional, sondern wesentlich geringer. Wichtig ist in diesem Zusammenhang, wann das Gebirge mit zunehmender Teufe vom elastischen in den plastischen Bereich übergeht. Bei diesem Übergang ist ein sprunghaftes Wachsen der Gebirgsdruckerscheinungen wahrscheinlich.

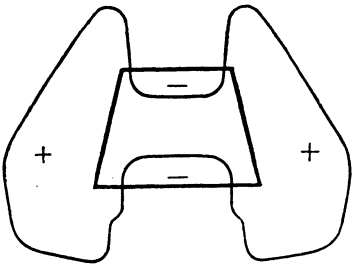


Abb. 338. Druck- und Zugspannungen um den Türstockquerschnitt

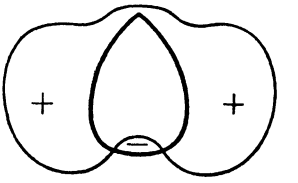


Abb. 339. Druck- und Zugspannungen bei tropfenförmigem Querschnitt

10. — Gebirgsdruck und Form des Streckenquerschnitts. Statische Betrachtungen. Das Ausmaß und die Art der um eine Strecke auftretenden zusätzlichen Spannungen sind von der Form des Streckenquerschnitts weitgehend abhängig. Modellversuche mit verschiedenen Streckenquerschnitten und bei senkrecht von oben wirkendem Druck haben diese Abhängigkeit klar zutage treten lassen[1].

Recht ungünstige Verhältnisse weisen der *trapezförmige* und der *rechteckige* Querschnitt auf. Die Stöße sind starken Druckbeanspruchungen ausgesetzt, was an der starken Verengung der Druckspannungslinien in Abb. 335 zu erkennen ist. Außerdem treten in Sohle und Firste erhebliche Zugspannungen auf (Abb. 338). Diese sind bei dem *halbbogenförmigen* sowie beim *Fünfeckquerschnitt* in der Firste bereits stark gemildert. Außerdem häufen sich die Druckbeanspruchungen beim Vieleckquerschnitt an den Ecken, so daß von den vier bisher genannten Querschnittsformen das *Vieleck* die günstigste ist. Ungünstig ist dagegen das *Sechseck*. Zwar sind die Zugzonen in Sohle und Firste gemildert, jedoch sind die seitlichen Stöße in ihrer ganzen Ausdehnung starken Druckbeanspruchungen ausgesetzt. Das gleiche gilt für den *Spitzbogenquerschnitt*, bei dem man, wie übrigens auch bei andern Querschnittsformen, die Zugzone in der Sohle dadurch etwas mildern kann, daß man sie mehr oder weniger stark nachnimmt. Auch der

[1] Dorstewitz, G., zitiert S. 387.

Kreis scheint weniger günstig zu sein, als vielfach angenommen wird. Zu den Zugzonen in Firste und Sohle treten hier starke Druckbeanspruchungen an den Stößen in beträchtlichem Umfang auf.

Am günstigsten dagegen sind offenbar die Querschnittsformen, die höher als breit sind. Auch LÜTHGEN[1] u. a. haben bereits von ähnlichen im Betrieb gemachten Erfahrungen berichtet. Es sind dieses die *tropfenförmigen* und *elliptischen* Querschnittsformen. Bei der Tropfenform fallen Zugbeanspruchungen in der Firste ganz fort (Abb. 339), während sie bei der schlanken Ellipse auch in der Sohle verschwinden. Zugleich ist an dem ruhigen und wenig verdichteten Verlauf der Spannungslinien um den Querschnitt zu erkennen, daß sich die Druckbeanspruchungen der Stöße in mäßigen Grenzen halten (Abbildungen 340 u. 341). Die *schmalelliptische* Form hat allerdings den Nachteil, daß die Streckenbreite für Förderung und Fahrung verhältnismäßig gering ist.

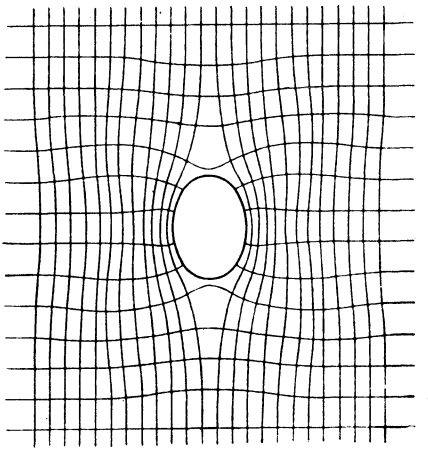


Abb. 340. Verlauf der Druckspannungslinien um einen elliptischen Querschnitt

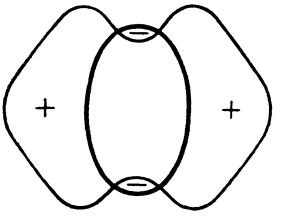


Abb. 341. Druck- und Zugspannungen um einen elliptischen Querschnitt

Aus diesen Darlegungen darf nun nicht der Schluß gezogen werden, daß die trapez-, halbbogen- und kreisförmige Streckenquerschnittsform nicht angewandt werden sollten. Es kann dieses durchaus überall dort geschehen, wo nur mit geringen oder mäßigen Druckerscheinungen zu rechnen ist. Sind jedoch sehr starke Druckerscheinungen zu erwarten, so ist dem *Fünfeck* und noch mehr der *Tropfen-* oder *Ellipsenform* der Vorzug zu geben, vorausgesetzt, daß Bauart und Werkstoff des gewählten Ausbaus gleichwertig sind.

Im ganzen läßt die Vielgestalt der Ausbauformen und der Baustoffe erkennen, daß die Wahl des zweckmäßigsten Ausbaus nicht auf mathematisch erfaßbaren Grundlagen fußt, sondern in erster Linie von mühsam in langen Jahren gesammelten Erfahrungen bestimmt wird. Eine rechnerische Ermittlung der erforderlichen Abmessungen des Ausbaus nach den Gesetzen der Mechanik ist unmöglich, da man nicht in der Lage ist, die Größe und Richtung des Gebirgsdrucks im voraus auch nur annähernd genau zu bestimmen.

Im *Hochbau* liegen die Verhältnisse günstiger, da hier die Lasten, die ein Bauwerk, z. B. eine Brücke, aufzunehmen hat, bekannt sind. Man

[1] LÜTHGEN, W.: Stempellose Abbaustrecken usw. Glückauf 1929 S. 393.

pflegt hier auch von bestimmten Erfahrungsformen auszugehen, konstruiert alsdann auf Grund der bekannten, auf das Bauwerk einwirkenden Kräfte die sogenannte Stützlinie und gleicht alsdann die sich ergebenden kleinen Abweichungen durch Änderung der Form so an, daß die berechnete Stützlinie möglichst günstig in dieser Form liegt. Dies ist dann der Fall, wenn sie möglichst nahe der Mittellinie der Form, d. h. innerhalb des inneren Drittels eines Rahmens, Bogens oder Gewölbes liegt.

Die *Stützlinie* wird auch Seillinie genannt. Sie hat die Form eines zwischen zwei Punkten eingespannten Seiles, wenn statt der auftretenden Druckkräfte Zugkräfte an den entsprechenden Punkten des Seiles angreifen würden. Auf die Berechnung der Stützlinie braucht hier nicht eingegangen zu werden. Es ist jedoch ohne weiteres einzusehen, daß z. B. bei allseitig gleichmäßigem Druck die Stützlinie ein Kreis ist. Ist die Belastung wenigstens stetig, so bildet sich eine Stützlinie in Form einer Kurve heraus, ist sie unregelmäßig, so sind beliebige andere Formen, z. B. auch das Vieleck möglich.

Die Belastung des Grubenausbaus ist zwar meist allseitig, aber in den verschiedenen Richtungen verschieden stark und zudem noch einem zeitlichen Wechsel unterworfen. Ein starkes Herausfallen der Stützlinie aus dem Querschnitt ist daher beim Streckenausbau unvermeidlich. Sobald dieses aber geschieht, wird der Ausbau außer auf Druck auch in mehr oder weniger starkem Maße auf Zug beansprucht. Biegefeste Baustoffe, wie Stahl, untergeordnet auch Holz, sind also spröden Baustoffen, wie Stein, Beton usw., meist überlegen. Weiterhin erhellt aus diesen Darlegungen, daß formveränderungsfähiger Ausbau, der sich wenigstens in gewissem Maße der Stützlinienform anpassen kann, dem starren Ausbau dann vorzuziehen ist, wenn starke und veränderliche Kräfte auf ihn einwirken.

B. Aufgaben des Grubenausbaus

11. — Vorbemerkung. Die Wahl des zweckmäßigsten Ausbaus ist von mehreren Gesichtspunkten abhängig. Neben seiner Standdauer und der Größe der zu stützenden Fläche sind vor allem die Art und die Größe des zu erwartenden Gebirgsdruckes sowie die mit ihm verbundenen Gebirgsbewegungen maßgebend. Auch die Zeitspanne zwischen der Herstellung des Hohlraumes und der Einbringung des Ausbaus ist wichtig. Zusammen mit den Ausbaukosten bestimmen diese Gesichtspunkte, welches Ausbaumaterial, welche Ausbauform und welche Ausbaudichte gewählt wird, damit der Zweck des Ausbaus erreicht wird.

Beim Ausbau von Strecken ist auch zu bedenken, ob nicht ein wenig tragfähiger, aber billiger Ausbau, der unter Umständen ein- oder mehrmal erneuert werden muß, einem tragfähigeren, aber teuren vorgezogen werden sollte. Hier sind vor allem die Einbaukosten, die sich aus Lohnkosten und Materialkosten zusammensetzen, maßgebend. Im allgemeinen ist man jedoch bestrebt, durch starken Ausbau die Häufigkeit des Auswechselns möglichst zu verringern, und zwar nicht nur, um dadurch unmittelbare Kosten zu sparen, sondern auch zur Erhöhung der Betriebssicherheit. Förderausfälle und Förderstörungen, die auf ein Versagen des Ausbaus zurückgehen, kön-

nen nämlich höhere mittelbare Kosten verursachen, als die Kosteneinsparung durch Wahl des schwächeren Ausbaus beträgt.

12. — Verhalten des Ausbaus gegenüber Gebirgsdruck. Je nachdem, ob ein Ausbau sich den Bestrebungen des Drucks, die Größe oder die Form des Querschnitts des bergmännischen Hohlraumes zu verändern oder zu verkleinern, allmählich anpassen kann oder nicht, unterscheidet man *formänderungsfähigen* und *nichtformänderungsfähigen* Ausbau. Letzterer wird auch oft als *starr* bezeichnet. Ein unangespitzter Holzstempel oder ein einteiliger Stahlstempel sind z. B. starr. Das gleiche gilt für die stählernen Rahmenausbauarten und den stählernen Ringausbau, vorausgesetzt, daß ihre Segmente unnachgiebig miteinander verbunden sind. Auch der Betonausbau ist starr, wenn nicht von Quetschholzzwischenlagen Gebrauch gemacht worden ist.

Die *Formänderungsfähigkeit* eines Ausbaus kann durch *Nachgiebigkeit* oder *Gelenkigkeit* oder durch Verknüpfung beider Eigenschaften erreicht werden.

Die *Nachgiebigkeit* ist durch die Art des Ausbaustoffes oder durch bauliche Maßnahmen zu erzielen. Als nachgiebiger Werkstoff findet Holz weitgehend Verwendung, und zwar in Form von Quetschhölzern, von Rundhölzern, Brettchen u. dgl. Ein Holzstempel wird durch Anspitzen oder Anschärfen nachgiebig. Ein zweiteiliger Stahlstempel ist je nach der Art der Verbindung von Ober- und Unterstempel mehr oder weniger nachgiebig. Das gleiche gilt für stählernen Ring- oder Bogenausbau, wenn die einzelnen Segmente gegeneinander oder ineinander verschiebbar sind. Von einer mittelbaren Nachgiebigkeit kann man sprechen, wenn der im übrigen starre Ausbau sich in das Liegende eindrückt. In Strecken kann man hierdurch den Ausbau entlasten und die Unterhaltungskosten verringern, nimmt aber den Nachteil einer unebenen Sohle in Kauf sowie Erschwerungen beim Rauben des Ausbaus nach dem Abwerfen der Strecke.

Gelenkig ist jeder Rahmenausbau, der mindestens 4 Gelenke aufweist, in denen die einzelnen Segmente miteinander verbunden sind. Der Polygon- oder Vieleckausbau ist gelenkig, sei es nun, daß seine Teile aus Stahl, Holz oder Beton bestehen oder daß die Gelenke sich aus Schalen oder bloßen Auskehlungen zusammensetzen, die einen Läufer teilweise umfassen. Bestehen die Läufer aus Holz, so ist der Ausbau zugleich gelenkig und etwas nachgiebig. Werden Stahlgelenke verwendet, so liegt keine Nachgiebigkeit, sondern nur Gelenkigkeit vor. Während nachgiebiger Ausbau eine Querschnittsverengung aufnehmen kann, ist gelenkiger Ausbau in der Lage, sich bis zu einem gewissen Grade Formänderungen anzupassen, wodurch gefährliche Biegespannungen vermieden werden können. Infolge der festen Anlehnung der Gelenkpunkte an das Gebirge wird durch dessen Gegendruck ein großer Teil der sonst auftretenden Biegebeanspruchung in Druckbeanspruchungen umgesetzt, denen jeder Baustoff besser gewachsen ist.

13. — Aufgabe des Ausbaus in Gesteinstrecken. In Gesteinstrecken hat der Ausbau das Gewicht der um den Querschnitt sich bildenden Auflockerungszone, insbesondere in der Firste, aufzunehmen und durch seine Widerstandsfähigkeit der weiteren Ausdehnung dieser Zone entgegenzuarbeiten. Hat man es nur mit statischem Druck zu tun, so ist dem starren

Ausbau der Vorzug zu geben. Wo jedoch auch dynamischer Druck auftritt, dessen Eigenart es ist, nur zeitweise zu wirken, ist auch eine gewisse Nachgiebigkeit und Gelenkigkeit vorteilhaft, um den zeitlich begrenzten dynamischen Beanspruchungen ausweichen zu können. Eine starke Nachgiebigkeit ist jedoch nicht erwünscht, da durch sie der Querschnitt der für lange Jahre aufrechtzuerhaltenden Gesteinstrecken zu sehr verengt würde. Auch sind sehr nachgiebige Ausbauformen in der Regel nicht in der Lage, starken Gebirgsdrücken nachhaltigen Widerstand zu leisten. In Gesteinstrecken herrscht daher der starre, der gelenkige und der begrenzt nachgiebige Ausbau vor.

14. — Aufgabe des Ausbaus in Abbaustrecken. Die Aufgaben des Ausbaus in Abbaustrecken des Gangerzbergbaus unterscheiden sich meist von denen der Gesteinstrecken nicht wesentlich, da die Gänge steil einzufallen und in standfestem Gebirge aufzutreten pflegen. In Abbaustrecken des Steinkohlenbergbaus dagegen hat der Ausbau in erster Linie nachgiebig zu sein, und zwar um so mehr, je flacher das Einfallen ist. Die durch die Fortnahme der Kohle aus dem Streckenprofil und in dem angrenzenden Abbau bedingte Absenkung des Hangenden vermeiden zu wollen, wäre ein undurchführbares Unterfangen. Der Ausbau muß daher bei aller Widerstandsfähigkeit eine der Absenkung des Hangenden entsprechende Formänderungsfähigkeit besitzen. In Flözstrecken gibt es starren Ausbau daher in der Regel nicht. Er ist nachgiebig und häufig gleichzeitig auch noch gelenkig.

15. — Aufgabe des Ausbaus im Abbau. Der Ausbau im Abbau soll den notwendigen Arbeitsraum, solange er benötigt wird, offenhalten. Im Strebbau kommen hierbei für den jeweiligen Ausbau nur einige Tage in Betracht, im Pfeilerbruchbau Oberschlesiens und im Braunkohlenbruchbau etwa eine Woche, im Örterbau dagegen mehrere Wochen oder Monate. In keinem Fall hat aber hierbei der Ausbau etwa die Last der gesamten hangenden Schichten aufzunehmen. Eine einfache Rechnung ergibt, daß eine solche Last unmöglich vom Ausbau getragen werden kann. Kiefernholzstempel von z. B. 15 cm Durchmesser und 2 m Länge oder Stahlstempel in je 1 m Abstand gesetzt, unterstützen jeder eine Fläche von 1 m^2. Würde schon ein Schichtenpaket von 30 m von den Stempeln getragen werden müssen, so hätte jeder Stempel eine Last von 30 m^3 Gestein, d. h. bei einer Wichte des Gesteins von 2,5 ein Gewicht von 75 t zu tragen. Durch Versuche ist jedoch festgestellt worden, daß solche Stempel, ohne zu brechen oder sich zu verbiegen, höchstens mit etwa 50 t belastet werden können. Der Gebirgsdruck, denen der Stempel ausgesetzt ist, muß also im allgemeinen geringer sein. Es hängt dies damit zusammen, daß der Gebirgsdruck Zeit benötigt, um sich auszuwirken, die Hauptlast des Drucks vom Kohlenstoß aufgenommen wird und der Ausbau nur den sich absenkenden Dachschichten Widerstand entgegenzusetzen braucht und außerdem lose Schalen u. dgl. zurückzuhalten hat.

Ob der Ausbau im Abbau starr oder nachgiebig zu gestalten ist, hängt vom Einfallen, vom Abbauverfahren und der Art des Hangenden ab. In steiler Lagerung kommt meist nur Ausbau von mäßiger Nachgiebigkeit in Frage, da die Absenkung des Hangenden nur gering zu sein pflegt und an-

gespitzte Stempel durch abstürzende Kohlen und Berge leicht weggeschlagen werden können.

In der flachen Lagerung herrschte jahrzehntelang der nachgiebige Ausbau vor. Nach Einführung des Strebbruchbaus sowie der stempelfreien Abbaufront hat man jedoch erkannt, daß eine möglichst geringe Nachgiebigkeit vorteilhaft ist. Auch beim Abbau mit Versatz erweist sich eine nur mäßige Nachgiebigkeit oft günstig für die Pflege des Hangenden. Die Art der Dachschichten ist insofern von Bedeutung, als starrer Sandstein eher einen wenig nachgiebigen Ausbau verlangt als druckhafter, aber wenig gebrächer Tonschiefer. Auch die Flözmächtigkeit spielt eine Rolle. So wird man in sehr dünnen Flözen durch einen möglichst starren Ausbau die Höhe des Arbeitsraumes zu erhalten versuchen. Andererseits hat es auch beim Pfeilerbruchbau in sehr mächtigen Stein- und Braunkohlenflözen keinen Zweck, den Ausbau nachgiebig zu gestalten, da er weniger der Absenkung des Hangenden entgegenwirken als lose Schalen u. dgl. zurückhalten soll.

16. — Standdauer des Ausbaus. Nach der Zeitdauer, für die der Ausbau berechnet ist, unterscheidet man den verlorenen und den endgültigen Ausbau. Der erstere findet sein Hauptanwendungsgebiet in Schächten und Strecken in solchen Fällen, wo der endgültige Ausbau, z. B. bei Mauerung oder Gußringausbau, erst in einiger Entfernung nachrücken kann, bis dahin aber das Gebirge vorläufig gehalten werden muß. Im Gegensatz zum endgültigen Ausbau wird der verlorene so leicht und billig wie möglich ausgeführt und nach Möglichkeit zwecks erneuter Verwendung wiedergewonnen.

II. Die verschiedenen Arten des Ausbaus

A. Die Ausbaustoffe

a) Allgemeines

17. — Kurzer Überblick über die Ausbaustoffe. Als Ausbaustoffe werden Holz, Stahl und Leichtmetall sowie Stein benutzt, vielfach allein, häufig aber auch in Verbindung miteinander als Gemischtausbau.

Der *Holzausbau* hat zwar abgenommen, besitzt aber immer noch eine weite Verbreitung, insbesondere im Abbau steil einfallender Lagerstätten. Auch findet er sich noch in Strecken geringen Querschnitts sowie in rechteckigen Blindschächten. Er ist bei niedrigem Gewicht in der Anschaffung billig und in den verschiedenen Abmessungen leicht herzustellen. Auch kann er leicht ausgewechselt und durch einfache Maßnahmen bis zu einem gewissen Grad nachgiebig gestaltet werden. Im Abbau kommt als weiterer Vorteil noch hinzu, daß der Holzausbau „warnt", d. h. gefährliche Gebirgsbewegungen durch Knistern anzeigt. Allerdings warnen spröde Holzarten nur wenig. Von Nachteil ist die geringe Widerstandsfähigkeit des Holzes gegen Fäulnis in feuchtwarmen Wettern; doch läßt sich dagegen durch Tränkung mit fäulniswidrigen Stoffen Abhilfe schaffen.

Der *Stahlausbau* teilt mit dem Holzausbau den Vorzug geringen Raumbedarfs. Er ist aber insbesondere gegen Biegebeanspruchungen wesentlich widerstandsfähiger. Wegen seines höheren Preises kommt er nur dort in Betracht, wo seine Widerstandsfähigkeit ausgenutzt wird, wo eine längere Standdauer verlangt wird oder, wie im Abbau, Wiedergewinnung und sofortige Wiederverwendung möglich ist. In den letzten Jahren hat der Ausbau in Stahl sowohl in den Strecken aller Bergbauzweige als auch im Abbau der flachen und halbsteilen Lagerung des Steinkohlenbergbaus eine sehr große Verbreitung gefunden.

Der *Leichtmetallausbau* in Form von Stempeln und Kappen ist dagegen auf den Abbau des Steinkohlenbergbaus beschränkt, da nur hier und nicht in Strecken der Vorteil seines geringeren Gewichtes genützt werden kann. Leichtmetall hat eine gewisse Verbreitung im Abbau der steilen Lagerung gefunden, wird aber auch, insbesondere für Kappen in flacher und wenig geneigter Lagerung des Steinkohlenbergbaus angewendet. Der Stahlausbau und vorwiegend derjenige in Leichtmetall sind empfindlich gegen Feuchtigkeit und vor allem gegen saure und salzige Wässer.

Abb. 342 zeigt den Anteil der Stahl- und Leichtmetallstempel am Strebausbau im westdeutschen Steinkohlenbergbau. Danach stammte 1955 über 80% der Kohlenförderung der flachen Lagerung aus Streben mit Stahl- oder Leichtmetallausbau.

Der *Ausbau in Stein* ist als Ziegelsteinmauerung oder Betonformsteinmauerung, als Beton oder Stahlbeton möglich. Ziegelsteinmauerung wird dort angewendet, wo es sich um einen zwar nicht unbedeutenden, aber auch nicht sehr starken Gebirgsdruck handelt. Bei starkem Druck pflegt dem Betonformsteinausbau der Vorzug gegeben zu werden. Es muß jedoch hervorgehoben werden, daß Ausbau in Stein Zugbeanspruchungen wenig gewachsen ist und nicht gern angewandt wird, wenn größere Gebirgsbewegungen infolge von Abbauwirkungen zu erwarten sind. Im übrigen kommt der Ausbau in Stein für alle solche Hohlräume in Betracht, die lange stehen sollen, namentlich wenn sie ungünstigen Einwirkungen durch Wasser oder feuchten Wettern ausgesetzt sind. Demgemäß finden wir ihn in Hauptquerschlägen und Richtstrecken, Füllörtern, Maschinenräumen, Wetterkanälen, Stollen und Hauptschächten.

Im Erzbergbau wird Beton gern als Ausbaustoff verwendet, weil er hier vorwiegend statischen Druck auszuhalten hat, vor allem aber, weil er in der Abbauvorrichtung in der gewünschten Form leicht eingebracht werden kann.

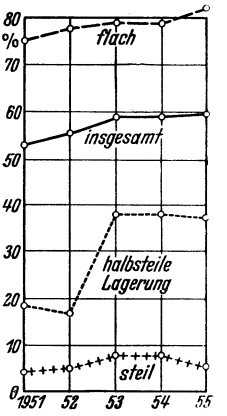


Abb. 342. Anteil der Stahl- und Leichtmetallstempel am Strebausbau im westdeutschen Steinkohlenbergbau

18. — Die Holzwirtschaft über Tage[1]. Die Bewirtschaftung des Ausbaumaterials über Tage soll eine schnelle und richtige Belieferung der Grube sicherstellen.

Die weiten Anfuhrwege und die große Verschiedenheit der Sorten bedingen beim Holz eine weitsichtige Vorratswirtschaft. Im Steinkohlenbergbau hat sich im allgemeinen eine Vorratshaltung für einen zweimonatigen Bedarf als zweckmäßig und ausreichend erwiesen. Für eine Zeche mit einer Tagesförderung von 4000 t und einem Holzverbrauch von 25 fm/1000 t sind also mindestens 5000 fm Holz zu stapeln. Der tatsächliche Holzvorrat einer Anlage kann im Einzelfall und bedingt durch die Marktlage von diesen Richtwerten abweichen. Für die Lagerung dieser Mengen ist ein weitläufiger Holzplatz erforderlich. Er muß wegen der Brandgefahr in angemessenem Abstand von den Schächten und Hauptgebäuden liegen und mit Gleisanlagen in Eisenbahn- und Grubenwagenspurweite versehen sein. An allen Kreuzungen sind Hydranten anzubringen. Das Holz soll — nach Sorten und Größen getrennt — möglichst bodenfrei und luftig in einzelnen Holzstapelreihen gelagert werden, damit die Austrocknung begünstigt wird. Auch die Pflasterung des Holzplatzes und Anlagen zur Ableitung von Niederschlägen sind zu empfehlen. Die Rinde ist im allgemeinen nachteilig, da sie die Austrocknung behindert und Fäulniserreger bergen kann; sie ist daher zu entfernen. Nur dem Eichenholz beläßt man die Rinde wegen des günstigen Gerbstoffgehaltes.

Die Lage des Holzplatzes ist so zu wählen, daß er den innerbetrieblichen Werksverkehr nicht stört. Anderseits muß das Holz leicht in den Förderkreislauf eingeführt werden können. Meistens werden die beladenen Holzwagen von Lokomotiven zum Schachtgebäude gezogen und mittels eines besonderen Holz- und

[1] HÄNEL, M.: Die Holzwirtschaft im Betriebe von Steinkohlengruben. Diss. Aachen; Glückauf 1927 S. 1845.

Materialaufzuges auf Hängebankhöhe gehoben, um dann in den Wagenkreislauf zu gelangen. Am Ausgang des Holzplatzes in Richtung zum Schacht ist eine Halle für die Holzbearbeitung vorzusehen. Diese hat soweit als möglich über Tage zu geschehen, da sie hier durch Maschinen erfolgen kann und der Mann unter Tage zugunsten anderer Arbeiten entlastet wird. Es hat also über Tage nicht nur das Teilen der Rundhölzer in Schalhölzer, Spitzen, Abschwarten und Rispenbretter zu erfolgen, sondern auch das Zuschneiden der richtigen Längen sowie das Anspitzen und Anschärfen der Stempel.

Auch das Holz für Haupt- und Blindschächte ist über Tage gebrauchsfertig zuzuschneiden und zu bearbeiten. Zugleich verlangt es eine besondere Lagerung, um es vor Regen und Sonne und damit vor dem Verziehen zu schützen, was besonders für Spurlatten, die in Längen von 4—10 m gebraucht werden, wichtig ist.

Die Anlieferung und die *Holzplatzbewirtschaftung* kann auf verschiedene Weise erfolgen. Es ist zwischen grubeneigenem und händlereigenem Holzplatz zu unterscheiden.

Bei *grubeneigenem* Holzplatz, dem im allgemeinen der Vorzug gegeben wird, liefert ein Holzhändler das Holz frei Waggon zur Grube oder das Holz wird aus eigenen Waldungen bezogen. Mit dieser Form verwandt ist der Holzbezug durch eigenen Waldeinkauf, d. h. ein Einkäufer der Zeche kauft das Holz im Wald, läßt es zuschneiden und beliefert so den Holzplatz der Anlage.

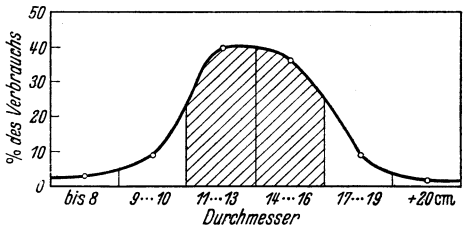


Abb. 343. Prozentualer Anteil der verschiedenen Stärkeklassen am Holzverbrauch einer Steinkohlenzeche

Bei *händlereigenem* Holzplatz liegt die gesamte Holzwirtschaft und Holzvorratshaltung in den Händen des Händlers. Er kann das Holz frei Stapel oder, was wegen schwieriger Kontrolle seltener der Fall ist, frei Förderwagen liefern.

Meist werden die einzelnen Sorten in genormten Längen zugeschnitten geliefert. Der eigene Bezug von Langholz, das dann erst auf dem Zechenplatz zugeschnitten wird, hat sich weniger eingeführt, weil dieses Verfahren umständlich ist und die geforderten Stärkeklassen oft nicht in ausreichendem Maße anfallen. Schnittholz in Form von Kappen, Spitzen, Abschwarten u. dgl. wird jedoch meist auf dem Holzplatz hergestellt.

Beim Einkauf des Holzes dient als Einheit das Kubikmeter, und zwar unterscheidet man dabei das Raummeter (rm) und das Festmeter (fm). Man versteht unter ersterem 1 m³ geschichteten Holzes, also einschließlich der Luftzwischenräume, unter letzterem dagegen 1 m³ Holzmasse (Stamminhalt). Das Festmeter bildet in der Regel die Preisgrundlage für Stempel und Kappen, soweit nicht Stückpreise für diese vereinbart werden[1].

Als Längenmaße werden das Zentimeter und der Fuß verwendet. Die Dicke wird in cm gemessen. Unter „Zopfstärke" versteht man den Durchmesser von Rundhölzern am oberen Ende. Für die Berechnung der Holzmenge in fm wird — da das Holz selten kreisrund ist — der größte Durchmesser in der Mitte des Rundholzes gemessen.

Der Rundholzverbrauch der Zechen im Ruhrgebiet schwankt zwischen 14 und 45 fm/1000 t Förderung und ist vom vorherrschenden Flözeinfallen und damit der Möglichkeit, Stahlstempel im Abbau zu verwenden, abhängig. Im übrigen ist bei der Belieferung mit Rundholz weniger die Länge als vielmehr der Durchmesser von Wichtigkeit. Wie Abb. 343 zeigt, ist die Stärkeklasse 11—13 cm mit 40% und nächstdem die Klasse 14—16 cm mit 37% am Gesamtholzverbrauch einer Gesellschaft mit allen Lagerungsgruppen beteiligt. Diese Verhältnisse dürften in

[1] Im einzelnen kann der Rauminhalt von Rundhölzern aus Zahlentafeln entnommen werden, z. B. der von der Grubenholzhandlung J. Törk in Dortmund herausgegebenen „Kubiktabelle für Grubenhölzer"; vgl. außerdem DIN 21320.

Annäherung für den gesamten Steinkohlenbergbau gültig sein. Es besteht also nach Rundholz dieser Stärkeklassen eine erhebliche Nachfrage.

Im Erzbergbau schwankt der Holzverbrauch je nach der Standfestigkeit des Lagerstätteninhalts und des Nebengesteins sowie je nach dem Abbauverfahren in sehr weiten Grenzen. Auf der Grube Ramsbeck beträgt er nur 0,06 fm und auf den Gruben Nammen-Wohlverwarth 0,115 fm je 1000 t Roherz, auf der Grube Mühlenbach 23 fm, auf den Gruben des Unterharzes 22 fm und denen des Oberharzes 50 fm je 1000 t Erz. Beim Querbau kann er bis 60 fm je 1000 t Roherz steigen.

19. — Die Bewirtschaftung des stählernen Ausbaumaterials. Die Bewirtschaftung der Ausbaustoffe Stahl und Leichtmetall ist wesentlich einfacher als die des Holzes, da es sich um geringere Mengen und weniger Sorten handelt. Außerdem liegen die Lieferfirmen meistens in der Nähe der Zechen, so daß das gewünschte Ausbaumaterial kurzfristig bezogen werden kann. An *Ausbaubögen* für Haupt- und Abbaustrecken wird im allgemeinen ein Vorrat für 1—1,5 Monate als ausreichend erachtet. Die Bögen werden meistens in Schachtnähe gelagert, damit sie schnell in die Grube gefördert werden können. Durch Beschränkung auf wenige Streckenquerschnitte und Ausbauformen kann außerdem eine einfache Überwachung und genaue Angabe des Bedarfs erfolgen. Die geraubten Bögen können unter oder über Tage gerichtet werden. Wegen der umständlichen und kostspieligen Transportarbeit der verbogenen Streckenausbauteile nach über Tage wird in letzter Zeit das untertägige Richten vorgezogen. Jedoch ist dann die Leistung etwas geringer als über Tage, wo je Biegemaschine ungefähr 40—50 Segmente je Tag oder 1000 Segmente je Monat wiederhergestellt werden können.

Das *Strebausbaumaterial* erfordert zumeist gar keine Bewirtschaftung über Tage, dafür aber eine um so strengere unter Tage. Die angelieferten Stempel und Kappen werden sofort in die Grube gebracht. Bei gleichbleibender Förderung sind lediglich die Verluste zu ersetzen, die monatlich 1—2% der eingesetzten Stempel und Kappen ausmachen. Eine genaue zahlenmäßige Überwachung der im Gebrauch befindlichen Strebausbauteile ist unerläßlich[1]. Innerhalb der Gesellschaft sollten entsprechend dem An- und Auslaufen der Abbaubetriebe die Stempel ausgetauscht werden, um den Bestand gering zu halten. Bei strenger Bewirtschaftung des Materials kann erreicht werden, daß 70—80% davon dauernd eingesetzt sind. Beschädigte Stempel und Kappen müssen zur Reparatur nach über Tage gebracht werden. Für eine größere Gesellschaft kann die Einrichtung einer Zentralreparaturwerkstatt zweckmäßig sein, wogegen dies für eine einzelne Zeche im allgemeinen nicht wirtschaftlich ist. Jedoch sollten schwer beschädigte Ausbauteile immer im Herstellerwerk ausgebessert werden, weil dann eher die Gewähr für eine ordnungsgemäße Wiederherstellung gegeben ist.

20. — Bewirtschaftung der Ausbaustoffe unter Tage. Aufgabe der untertägigen Bewirtschaftung der Ausbaustoffe ist es, am Verwendungsort Zeitverluste bei der Beschaffung und Bearbeitung zu vermeiden, die Lagerhaltung zu regeln sowie Bestand und Verluste des eingesetzten Ausbaumaterials genau zu ermitteln. Auch der richtige Einsatz des Ausbaumaterials und dessen laufende Pflege ist bei dem hohen Wert der im heutigen Grubenbetrieb eingesetzten Ausbaustoffe streng zu überwachen.

a) Holzbewirtschaftung. Das Ausbaumaterial wird vom Revier dem Bedarf entsprechend angefordert. Der Anforderungsschein sieht die Angabe des Betriebspunktes, der Kostenstelle, der Sorte nach Holzart, Schnittart, Länge, Stärke und Stückzahl vor und wird dem Holzmeister zugeleitet, der später die wirklich gelieferte Menge einträgt. Während Langholz in besonderen Holzwagen und am besten auf der Nachtschicht gefördert wird, kann Kurzholz (Stempel, Bolzen usw.) in normalen Förderwagen mit den Leerzügen zu den Betriebspunkten gefördert werden. Zweckmäßigerweise wird das Holz nach Revieren getrennt verladen und auf dem Holzplatz schon zu Zügen zusammengestellt, weil damit die Hängebank- und Füllortförderung wesentlich erleichtert wird. Auch ist dann eher die Gewähr ge-

[1] Ritter, H. U.: Fehler beim Einsatz neuzeitlichen Strebausbaus. Glückauf 1954 S. 709; — ferner F. Spruth: Strebausbau in Stahl und Leichtmetall. Essen: Verlag Glückauf 1951.

geben, daß das betreffende Revier das Holz erhält. Die genaue Kennzeichnung der Holzwagen ist unerläßlich. Dies kann mit verschiedenen Farben geschehen, oder — was noch besser ist — es werden an die Wagen Begleitzettel geklebt, die neben Bestimmungsort auch Stückzahl, Länge und Stärke angeben. Dadurch kann eine Entnahme auf dem Weg zum Bestimmungsort nachgeprüft und das Holz beim Ausladen besser sortiert werden.

Um gegen plötzliche Störungen in der Zufuhr gewappnet zu sein und um für besondere Zwecke, z. B. bei Auftreten des Hauptdrucks im Abbau, genügende Mengen greifbar zu haben, muß bei Holzausbau mindestens der Bedarf eines Tages in jedem Revier vorrätig sein. Das Holz wird entweder aufrecht gestellt oder auf Eisen- oder Holzgestelle bodenfrei gestapelt, um Schäden durch Feuchtigkeit zu vermeiden. Damit eine Güteverminderung des zwischengelagerten Holzes nicht eintritt, wird der Bestand in angemessenen Zeitabständen (rd. 10 Tage) ausgewechselt.

Ein Grubenholzbeauftragter (Holzsteiger) überwacht die richtige Verwendung des Holzes nach Stärke und Länge. Er soll dem Reviersteiger beratend zur Seite stehen, damit bei Beachtung der Sicherheit der Leute der Holzverbrauch niedrig gehalten wird. Es ist eine laufende Anpassung des Holzes an die Bedingungen im Abbau erforderlich. Bei richtig bemessenem Holzausbau können 5—10% der eingesetzten Stempel gebrochen sein, ein Prozentsatz, der durch Betriebsbeobachtungen bestätigt wird. Je nachdem ob der Prozentsatz höher oder niedriger gefunden wird, ist das Holz zu schwach oder zu stark bemessen, was einerseits ungenügende Sicherheit, anderseits Holzvergeudung bedeutet. Da die jeweilige Ausbauregel die Stempeldichte festlegt, ist beim Holzausbau eine Anpassung an die Gebirgsverhältnisse nur durch Wahl eines anderen Stempeldurchmessers möglich.

Das in Abbau- und Gesteinstrecken benutzte Holz sowie das Schnittholz für Blindschächte und Hauptschächte wird in geringeren Mengen verbraucht. Da es zumeist längere Zeit steht, ist hier zu untersuchen, ob eine Tränkung zweckmäßig ist (vgl. Ziff. 28 und 29).

b) Stahlbewirtschaftung[1]. Die Bewirtschaftung des stählernen Ausbaumaterials, besonders der Stempel und Kappen im Abbau, ist vorwiegend auf eine gute Wartung und mengenmäßige Überwachung gerichtet. Die Verringerung der Reservebestände durch möglichst gute Ausnutzung der vorhandenen Ausbauteile ist weiterhin für die Wirtschaftlichkeit des Stahlausbaus wichtig.

Auf Gruben, die eine gewisse Zahl von Stahlstempeln und -kappen verwenden, ist es zweckmäßig, einen hauptamtlichen Stempelsteiger mit ihrer Überwachung zu betrauen. Diesem unterstehen die Stempelwarte in den einzelnen Revieren, die an Hand von Bestandzetteln über Bestand, Zugänge und Abgänge als Verluste oder Schrott berichten. Der Stempelwart fährt am besten eine Stunde vor der Raubschicht an, zählt die Stempel und Kappen und weist jeder Raubkolonne durch Kreidezeichen den auszuraubenden Abschnitt an. Bei Schichtende wird eine nochmalige Zählung durch den Stempelwart vorgenommen und das Ergebnis mit der Zählung bei Schichtbeginn sowie mit den Meldungen der Raubkolonnen verglichen. Auf diese Weise wird der Ausbau dreimal am Tag gezählt und die Art und Menge etwaiger Verluste genau festgestellt. Besonders Prämien sind empfehlenswert, um die Belegschaft an der Erhaltung des Materials zu interessieren. Durch diese strenge Überwachung ist es möglich, die Verluste an Ausbauteilen unter 1% je Monat zu halten. Im Durchschnitt dürften sich jedoch die Stempel- und Kappenverluste im Ruhrbergbau auf monatlich 2% entsprechend 24% im Jahr belaufen. Die Lebensdauer der im Streb eingesetzten Stempel und Kappen berechnet sich danach zu etwa 4 Jahren.

Beschädigte Stempel oder Kappen werden, soweit sie nicht durch Auswechseln von einzelnen Bauteilen unter Tage ausgebessert werden können, zur Zechen-

[1] RITTER, H. U.: Organisatorische Fragen bei der Verwendung von Stahlstempeln im Abbau. Glückauf 1939 S. 681; — ferner H. U. RITTER: Fehler beim Einsatz neuzeitlichen Strebausbaus. Glückauf 1954 S. 709; — ferner H. PRESSLER: Die Überwachung des Strebausbaus in Stahl. Glückauf 1950 S. 126; — ferner F. SPRUTH: Streckenausbau in Stahl. Essen: Verlag Glückauf 1955; — ferner K. FRÖHLICH: Die Überwachung des stählernen Strebausbaus. Glückauf 1948 S. 153.

werkstatt oder zum Herstellerwerk gebracht. Der Strebausbau auslaufender Abbaubetriebe wird am zweckmäßigsten nach über Tage gefördert, ausgebessert und auch über Tage in einem besonderen Lager übersichtlich gestapelt. Die noch oft gebräuchliche Untertagelagerung sollte nur dann stattfinden, wenn der Ausbau sofort wieder eingesetzt wird, weil bei längerer Untertagelagerung ein Rosten der Stempel nicht zu vermeiden ist. Die Übertagelagerung ermöglicht zudem eine schnelle Zuweisung von Ausbaumaterial an die Betriebspunkte der betreffenden Zeche oder — was zur Ausnutzung des Strebausbaumaterials wichtig ist — an andere Zechen der gleichen Gesellschaft.

Die Bewirtschaftung der Streckenbögen für Abbau- und Gesteinstrecken umfaßt die Überwachung der richtigen, dem Gebirgsdruck entsprechenden Verwendung sowie das Rauben und Richten der Bögen. Es ist für eine Zeche immer von Vorteil, nur wenige genormte Stahl- und Streckenausbauprofile zu benutzen. Die Wirtschaftlichkeit des stählernen Streckenausbaus hängt weniger von den Anlagekosten als vielmehr von der Möglichkeit der öfteren Wiederverwendung und den damit verbundenen Aufwendungen für Rauben, Richten, Transportieren usw. ab.

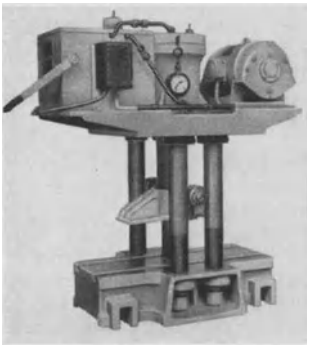


Abb. 344. Hydraulische Richtmaschine

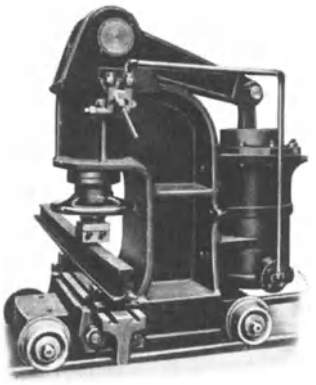


Abb. 345. Druckluftbetätigte Richt- und Biegepresse

Die abgeworfenen Strecken müssen deshalb sofort ausgeraubt werden. Da die meisten Grubenausbaustähle kalt gerichtet werden können, empfiehlt sich die Aufstellung einer Biegemaschine unter Tage. Der Standort für die Biegemaschine wird am besten in Füllortnähe gewählt, weil hier die Förderwege der gesamten Grube zusammenlaufen und die gerichteten Bögen auch von hier am einfachsten wieder zu den Verbrauchsstellen geleitet werden können. Das untertägige Richten hat den Vorteil, daß eine Entlastung der Schacht- und Hängebankförderung eintritt, weil die Förderung der verbogenen, sperrigen Ausbaubögen schwierig und auch gefährlich ist.

Eine fest eingebaute Richtmaschine der Firma Bochumer Eisenhütte Heintzmann u. Co., Bochum, zeigt Abb. 344. Diese hydraulisch arbeitende Presse kann zum Kalt- und Warmrichten Verwendung finden. Sie wird mit jeder Matrizenform geliefert, so daß nicht nur Rinnenprofile, sondern auch GI-, Breitflansch-, Pokal- und andere Stahlprofile bearbeitet werden können. Die durch einen Druckluft- oder Elektromotor angetriebene Ölpumpe zeichnet sich dadurch aus, daß in ihr der Hoch- und Niederdruckteil vereint sind. Mit Niederdruck kann der Kolben schnell gehoben und gesenkt werden. Erst bei Berührung mit dem Werkstück wird der Hochdruckteil eingeschaltet und erzeugt den vollen Druck von 100 t. Durch diese Schaltung werden Leerlaufzeiten verkürzt und die Leistungsfähigkeit der Richtanlage erhöht.

Eine druckluftbetätigte Richt- und Biegepresse der Firma Paul Stratmann u. Co., Dortmund, zeigt Abb. 345. Sie ist auf Rädern fahrbar angeordnet und kann

zu den jeweiligen Raubstrecken gefahren werden. Sie ist zum Kaltrichten unter Tage, aber auch zum Warmrichten über Tage geeignet. Der erzielbare Druck beträgt 150 t.

21. — Wiedergewinnen (Rauben) des Ausbaumaterials. Das Rauben des Ausbaus im Abbau findet bei Verwendung von Stahlstempeln immer statt, bei Holzausbau dagegen meist nur dann, wenn es das Abbauverfahren und die Art der Behandlung des Hangenden erfordern, wie z. B. beim Strebbruchbau und beim Pfeilerbruchbau auf mächtigen Steinkohlen- oder Braunkohlenflözen.

Der *Holzausbau* kann von Hand durch Ansägen oder Ankerben geraubt werden oder er wird mechanisch mit Hilfe einer Winde oder eines Haspels gewonnen. Letzteres ist in den immer seltener werdenden Fällen der Verwendung von Holzausbau bei Strebbruchbau vorgeschrieben. Der Haspel wird hierbei in einiger Entfernung von den zu raubenden Ausbauteilen, am zweckmäßigsten in einer Abbau- oder Begleitstrecke aufgestellt und das Raubseil in Form einer Schlinge um mehrere Baue gelegt, die dann reihenweise gezogen werden. Die Zahl der in einem Gang zu ziehenden Stempel hängt von den Druckverhältnissen sowie von einer guten Verständigungsmöglichkeit ab. Beim Pfeilerbruchbau beschränkt man sich wegen der Gefährlichkeit der Arbeit auf die am leichtesten gewinnbaren Stempel und sorgt dafür, daß die Leute nicht unmittelbar an die zu raubenden Stempel heranzugehen brauchen, sondern sie aus einiger Entfernung mit Hilfe von Raubwinden herausreißen können. Vielfach schießt man sie mittels einer an ihnen befestigten Patrone einfach um.

Das Rauben der *stählernen Strebstempel*[1] erfolgt fast nur von Hand, weil das mechanische Rauben mit Seilwinden Beschädigungen an den Stempeln hervorruft und überhaupt nur bei Stahlstempeln in Verbindung mit Holzkappen anwendbar ist.

Durch richtiges Setzen der Stempel kann die Raubarbeit wesentlich erleichtert werden. Der Stempel ist so einzubringen, daß der Schloßkeil leicht zu erreichen ist, d. h. er muß mit dem dünnen Keilende in Einfallrichtung stehen oder nach dem Kohlenstoß zeigen. Auf keinen Fall darf das Keilende nach der Bruchseite gerichtet sein, weil es dann zugedeckt oder der Stempel sogar vom fallenden Bruch ausgelöst werden kann. Gerät ein Stempel oder eine Kappe unter den Bruch, so wird er mit einfachen Hilfsmitteln, als welche der Sylvester der Maschinenfabrik Boge, Kasten u. Sohn, Solingen, und die Raubwinde der Maschinenfabrik Brand, Duisburg, bekannt sind, herausgezogen. Diese Ziehgeräte werden durch eine einfache Knagge oder mit Kurbelgetriebe betätigt und erzielen eine Zugkraft von 3—6 t.

Das Ausrauben der abgeworfenen *Abbau- und Gesteinstrecken* soll möglichst sofort nach Beendigung des Abbaus erfolgen, weil ein Hinauszögern der Raubarbeiten eine unnötige Kapitalfestlegung bedeutet und die Wirtschaftlichkeit des stählernen Streckenausbaus, die von dessen mehrfachem und sofortigem Wiederverwenden abhängt, beeinträchtigt[2]. Außerdem verschlechtert sich mit längerer Standdauer der Zustand der Strecken, so daß die Raubarbeiten dann ungleich schwieriger durchzuführen sind.

Das Rauben des Streckenausbaus kann von Hand mit Zughüben und Handraubwinden oder teilmechanisiert mit Druckluftzuggeräten, Raubhäspeln und hydraulischen Streckenbogenraubmaschinen erfolgen. In unter größerem Druck stehenden und stark verbrochenen Strecken bietet das Ausrauben von Hand die einzige Möglichkeit zur Wiedergewinnung des Ausbaus. Die benutzten Zughübe oder Handraubwinden erreichen eine Zugkraft bis 4 t und ziehen das Ausbauteil nach vorherigem Lüften in den Streckenraum hinein, von wo es abtransportiert wird. Ein teilmechanisiertes Rauben erlaubt das in Abb. 346 gezeigte Druckluftzuggerät der Maschinenfabrik Neuhaus, Witten, das unter gleichen Verhältnissen wie der Handzughub eingesetzt wird. Ein Druckluftmotor erzeugt über einen

[1] MAEVERT, W.: Strebbruchbau mit Reihenstempeln bei flacher Lagerung. Glückauf 1940 S. 25.

[2] WILD, H. W.: Einflußgrößen der Wirtschaftlichkeit des stählernen Streckenausbaus. Diss. Aachen 1956; — ferner S. BATZEL: Wirtschaftliche Bedeutung und zweckmäßige Durchführung der Raubarbeiten. Glückauf 1955 S. 24.

Kettenstern eine Zugkraft von 6—12 t. Zur Bedienung sowohl von Zughub und Raubwinde als auch von Druckluftzuggeräten sind zwei Mann notwendig.

Raubhäspel werden in verschiedener Ausführung und mit Zugkräften von 4 bis 16 t beim Ausrauben der Strecken verwendet. Sie erfordern eine bestimmte Streckenmindesthöhe zum Transport und werden am zweckmäßigsten in Abständen von 50—60 m aufgestellt, um ein häufiges Umsetzen zu vermeiden. Nachteilig bei dieser Entfernung ist der Umstand, daß für den Weg und das Seilausziehen viel Zeit benötigt wird, sofern nicht verschiedene Kettenstränge verwendet werden, mit denen mehrere Baue gleichzeitig geraubt werden können. Die günstigste Belegung je Raubkolonne liegt beim Rauben mit Häspeln bei drei Mann. Zwei Mann lüften die Baue und schlagen das Seil an die Ausbaurahmen an, ein weiterer bedient den Haspel.

Abb. 346. Druckluft-Zuggerät

Im Gegensatz zu den erwähnten Raubhilfsmitteln wird bei dem Streckenbogenraubgerät der Maschinenfabrik Korfmann, Witten, der Bogen nicht in die ausgebaute Strecke gezogen, sondern in den ausgeraubten Raum gedrückt. Dieses Verfahren hat den Vorteil, daß die Bögen nicht gegen den Verzug gezogen werden, infolgedessen leichter zu gewinnen sind, und daß die Bögen beim Herausdrücken weniger starke Verformungen erleiden. Der hydraulisch wirkende Raubzylinder ist

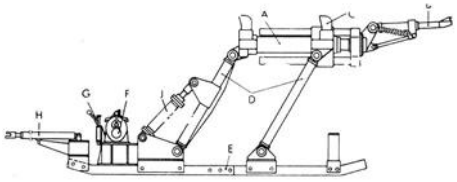


Abb. 347. Streckenbogenraubgerät.
A Druckölzylinder; — *B* Stößel; — *C* Abstützklauen; — *D* Rohrstützen; — *E* Kufenschlitten; — *F* Öldruckpumpe mit Antriebsmotor; — *G* Steuerung; — *H*, *J* hydraul. Zylinder

für Drücke bis 67 t ausgelegt und kann zwischen 1 und 2,6 m Höhe eingestellt werden (Abb. 347). Hierzu wird der zwischen dem Schlitten und den Stützen eingespannte hydraulische Hubzylinder betätigt. Sowohl der Druck- als auch der Hubzylinder werden durch die von einem Druckluftmotor angetriebene Öldruckpumpe bewegt. Die gesamte Maschine ist 6,8 m lang und kann mit einem hydraulischen Zylinder oder mit einem Drucklufthaspel zurückgezogen werden. Sie eignet sich besonders für das Rauben gelenkigen Ausbaus. In der Regel sind fünf Mann in Verbindung mit ihr beschäftigt, von denen zwei Mann die Ausbaurahmen an Ketten anschlagen und beim Herausziehen der Baue behilflich sind und ein Mann das Raubgerät bedient. Zwei weitere Leute besorgen den Transport der geraubten Teile am Raubgerät vorbei bis zur Übergabe an die Transportkolonne.

Die Leistung beim Ausrauben der Strecken ist von vielen Faktoren abhängig, so z. B. von der Art des Ausbaus und der Strecke, dem Streckenquerschnitt, dem Einfallen und der Standdauer der Strecke, der Art des Nebengesteins und des verwendeten Raubgerätes. In folgender Zahlentafel sind die Raubleistungen für verschiedene Ausbauarten und Raubgeräte angegeben.

Im einzelnen sei erwähnt, daß sich für das Rauben von Gelenkausbau Keilnut- und Rollkeilgelenke als günstiger erwiesen haben als Kugel- und Tellergelenke sowie die Stützgelenke, wie sie beim Abbaustreckenausbau der steilen Lagerung verwendet werden. Auch zweiteilige Bögen mit Schalengelenken und Firstläufern können Schwierigkeiten bereiten, da auf einem Läufer zwei oder drei Baue aufsitzen und sich die Schalen vielfach in die Läufer eingepreßt haben. Bei den Rinnenprofilen sind Schwenkkeilverbindungen günstiger als Bügelverbindungen mit

Ausbauart	Raubgerät	Raubleistung Baue/MS	Mittlere Raubleistung Baue/MS
Gelenkiger Ausbau	Zughub	2,3	2,7
	Druckluftzuggerät	2,5	
	Raubhaspel	2,7	
	Streckenbogenraubmaschine	4,0	
Nachgiebiger Ausbau	Zughub	1,5	1,7
	Druckluftzuggerät	2,0	
	Raubhaspel	1,6	

Schrauben, die meist schlecht zu lösen sind. Besonders nachteilig ist es, wenn die Bögen mehr als 30 cm in die Sohle eingedrungen sind.

Das Ausmaß der Wiederverwendbarkeit[1] ist, gleiche Beanspruchung durch den Gebirgsdruck vorausgesetzt, bei den verschiedenen Streckenausbauarten ebenfalls verschieden. Die Verluste setzen sich aus den Raubverlusten, den geraubten, aber unbrauchbar gewordenen Bauteilen sowie aus den beim Richten anfallenden Schrottverlusten zusammen.

Bei gelenkigen Ausbauarten kann im Durchschnitt etwa mit einem Gesamtverlust von 10%, bei den gelenkig-nachgiebigen von 15% gerechnet werden, während sie beim nachgiebigen Ausbau rd. 20% betragen.

b) Holz

22. — Begriffsbestimmung und allgemeine technologische Eigenschaften[2]. Unter Grubenholz versteht man alle Holzarten und Holzformen, die im bergbaulichen Tief- und Tagebaubetrieb Verwendung finden. Die allgemeine Definition ist also bestimmt durch den Verwendungsort. Das Grubenholz teilt sich auf in Grubenrundholz und Grubenschnittholz und ist hiermit durch die vorbereitende Verarbeitung gekennzeichnet. Nach DIN 21320 faßt man unter *Grubenrundholz* alles Laub- und Nadelholz zusammen, das im Bergbau unter Tage in Längen bis zu 5,00 m, in bestimmte Längen gesägt, in der ursprünglich runden Form, in der Längsrichtung aufgespalten oder einseitig besäumt mit oder ohne Rinde verwendet wird. Unter dieses Holz fallen Stempel und Kappen, Knüppel, Schalhölzer, Spitzen, Pfeilerholz und Bolzen. Dagegen ist *Grubenschnittholz* bearbeitet und umfaßt Kantholz und Spurlatten für Haupt- und Blindschächte, Fahrtenholz, Schwellen, Bretter und Bohlen sowie zwei- und vierseitig geschnittene Pfeilerklötze.

Die vom Grubenholz geforderten technologischen Eigenschaften richten sich in erster Linie nach dem voraussichtlichen Verwendungszweck. So kann das Ausbauholz im Abbau und in bald wieder abzuwerfenden Abbaustrecken leicht und billig sein, während im Gesteinstreckenausbau festes und dauerhaftes, wenn auch teures Holz verwendet werden sollte. Auf jeden Fall muß das gekaufte Holz gesund, lufttrocken, gut bearbeitbar sowie beil- und nagelfest sein. Außerdem ist astarmes und gerade gewachsenes Holz vorzuziehen. Die bei Kiefernholz auftretende Blaufärbung beeinflußt nicht die Festigkeit des Holzes.

Die Beurteilung eines Holzes hinsichtlich seiner Brauchbarkeit erfordert die Kenntnis folgender Eigenschaften: 1. Die Druckfestigkeit parallel und senkrecht zum Faserverlauf. 2. Die Knickfestigkeit. 3. Die Biegefestigkeit. 4. Die Dauerfestigkeit. 5. Die Warnfähigkeit. 6. Die Handlichkeit.

Von außen nach innen unterscheidet man *Splintholz* und *Kernholz*. Bei Laubhölzern ist das äußere Splintholz weicher als das innere Kernholz, während beim Nadelholz der Splint härter als der Kern ist.

[1] WILD, H. W., zitiert S. 404.

[2] KOLLMANN, F.: Technologie des Holzes und der Holzwerkstoffe, 2. Aufl., Bd. I. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1951.

Die *Druckfestigkeit*[1] beträgt parallel zur Faserrichtung bei lufttrockenem Holz etwa 400—500 kg/cm², senkrecht zur Faserrichtung dagegen nur 40—100 kg/cm². Ebenso wie sein Elastizitätsmodul, der zwischen 120000 kg/cm² (Kiefer) und 160000 kg/cm² (Buche) schwankt, hängt die Druckfestigkeit vom Feuchtigkeitsgehalt und der Wichte des Holzes ab.

Mit sinkendem Feuchtigkeitsgehalt und steigender Wichte erhöht sich die Druckfestigkeit, wie es Abb. 348 z. B. für das am meisten verwendete Kiefernholz zeigt. Die Kurven gelten für astfreie und geradfaserige Hölzer. Da diese Eigenschaften bei Grubenholz selten gegeben sind, wird praktisch mit etwas niedrigeren Werten gerechnet. Der Abfall der Druckfestigkeit ist außerdem bei Kraftangriff schräg zur Faserrichtung ganz erheblich. Bei einem Winkel von 50g sinkt diese auf $^1/_4$ des Wertes von 0g, bei Druckbelastung senkrecht zur Faserrichtung (100g) etwa auf $^1/_6$—$^1/_8$ des Wertes von 0g.

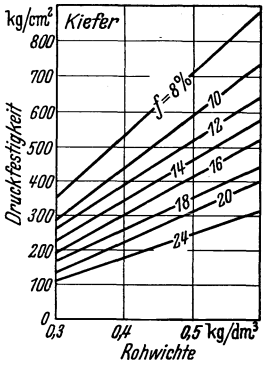


Abb. 348. Druckfestigkeit von Kiefernholz in Abhängigkeit von der Rohwichte und dem Feuchtigkeitsgehalt

Für die *Knickfestigkeit* von Grubenholz, die vorwiegend beim Strebausbau von Bedeutung ist, gilt zunächst, daß diese ebenfalls wie die Druckfestigkeit mit steigendem Feuchtigkeitsgehalt und größerem Kraftangriffswinkel (außermittige Belastung) abnimmt. Die Bruchlast kann allgemein nach den Formeln von EULER oder TETMAJER berechnet werden, die für den elastischen oder plastischen Bereich gelten. Da der elastische Bereich bei Grubenholz jedoch meist überschritten wird, wendet man, wenn überhaupt, die Formel von TETMAJER an. Nach dieser ergibt sich mit wachsendem Stempeldurchmesser eine höhere spezifische Knickfestigkeit. Durch Bruchlastmessungen an hölzernen Grubenstempeln bei der Seilprüfstelle Bochum[2] wurde jedoch festgestellt, daß die spezifische Knickfestigkeit mit abnehmender Holzstärke wächst. Die Unterschiede der Bruchlastermittlung betragen bei obigen Verfahren bis zu 40% und sind darauf zurückzuführen, daß bei der Berechnung nach TETMAJER mit quadratischen Balken gearbeitet wurde, bei denen der festere Splint des Nadelholzes teilweise entfernt war. Die Erkenntnis zunehmender spezifischer Knicklast mit geringerem Stempeldurchmesser gibt die Möglichkeit beträchtlicher Holzeinsparungen im Grubenbetrieb. Abb. 349 zeigt die Stempelbruchlast in Abhängigkeit von Länge und Stärke. Ein Stempel z. B. von 1,25 m Länge und 14 cm Durchmesser hat eine Bruchlast von 38 t.

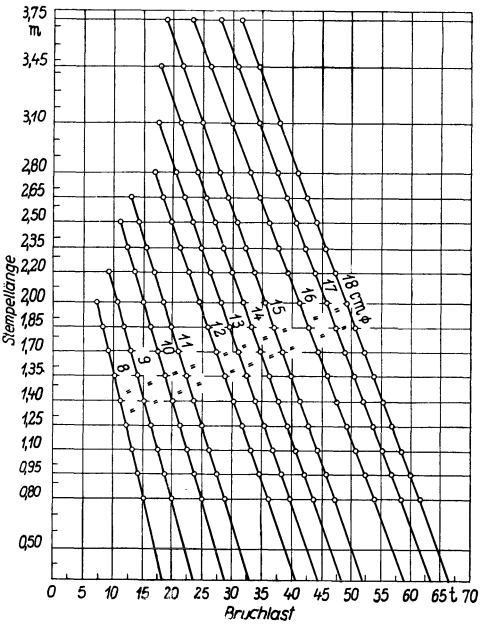


Abb. 349. Stempelbruchlast in Abhängigkeit von Stempellänge und Stempeldurchmesser

[1] Vgl. HÜTTE, Bd. 1. Berlin: W. Ernst & Sohn 1949. [2] ROBERG, J.: Festigkeitsrechnung im Dienste der bergmännischen Holzwirtschaft. Glückauf 1951 S. 1139.

Die mittlere *Biegefestigkeit* von Kiefernholz beträgt bei 15% Feuchte 870 kg/cm². Dieser Wert[1] sinkt bei einem Feuchtigkeitsgehalt von 30% auf 460 kg/cm². Da Kappen, Schalhölzer und Verzug auf Biegung beansprucht werden, sollte für diese Ausbauteile besonders trockenes, abgelagertes Holz Verwendung finden. Nach der Biegungsformel nimmt die Tragfähigkeit von auf Biegung beanspruchten Rundhölzern mit der dritten Potenz des Durchmessers zu, wenn die Biegefestigkeit als gleichbleibend angenommen wird. Nach ROBERG kann jedoch auch hier für dünnere Stempel eine höhere Biegefestigkeit angenommen werden. Dadurch ergeben sich für die Wirtschaftlichkeit des Holzausbaus wiederum einige Vorteile. Die Verwendung in Längsrichtung gespaltener Hölzer als Kappen oder Schalhölzer ist nicht von Vorteil, da die Tragkraft von zwei Halbhölzern um 10—40% geringer als diejenige eines Rundholzes gleichen Durchmessers ist. In Abb. 350 ist diese Abhängigkeit der Biegebruchlast vom Durchmesser nach Prüfstandsversuchen für Rundhölzer und Halbhölzer dargestellt.

Die *Dauerfestigkeit* ist ein Maß für die Anzahl von Lastwechseln, die das Holz aushält, ohne zu zerbrechen. Sie beträgt beim Biegeversuch etwa 25—30% der statischen Biegefestigkeit, bei der ruhend Last angenommen wird. Diese Art der Belastung tritt in der Abbaustrecke häufig auf und ist für die Tragfähigkeit des Holzes von Bedeutung. Die Dauerfestigkeit des Holzes wird aber unter Tage durch einen zweiten Faktor, die Fäulnis, beeinflußt. Ihr kann durch Holztränkung entgegengewirkt werden. Schließlich ist die Dauerfestigkeit noch bedeutsam für die Spurlatten in Haupt- und Blindschächten, weil dieses Holz eine große Zahl von Lastwechseln aushalten muß.

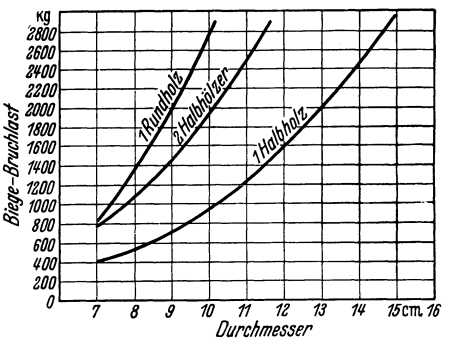


Abb. 350. Biegebruchlast von Rund- und Halbhölzern in Abhängigkeit vom Durchmesser

Die *Warnfähigkeit* ist aus Gründen der Sicherheit eine gern gesehene Eigenschaft des Grubenholzes. Sie äußert sich dadurch, daß das Holz bei zunehmender Belastung durch Knacken „warnt". Eine gleichmäßige Breite der Jahresringe und Astreinheit kennzeichnen gut warnendes Holz. Auch Harzarmut, Trockenheit und Rißfreiheit wirken sich in dieser Hinsicht günstig aus.

Die *Handlichkeit* des Grubenholzes wächst mit geringerem Raumgewicht, erhöhter Astreinheit und Geradheit. Vor allem muß das Holz mit dem Beil gut zu bearbeiten sein, wenn Stempel angespitzt oder Kappen verblattet werden sollen. Holz mit geradem Faserverlauf und gerader Achse nennt man geradschaftig oder zweischnürig, nach einer Seite gekrümmtes einschnürig. Spiraliger Faserverlauf kennzeichnet nichtschnüriges Holz. Dieses ist unbrauchbar, wenn bei der Einsatzlänge der Faserverlauf um mehr als die Hälfte des Umfangs gedreht ist. Trockenrisse im Holz vermindern die Bearbeitbarkeit und die Festigkeit. Je nach der Austrocknung unterscheidet man:

frisches Holz	mit 40—60% Feuchtigkeit,
waldtrockenes Holz	mit 20—30% Feuchtigkeit,
lufttrockenes Holz	mit 10—15% Feuchtigkeit.

Stammtrockenes Holz liegt vor, wenn der Baum vor dem Fällen abgestorben ist. Im allgemeinen wird dieses Holz 9 Monate nach dem Absterben noch als vollwertig betrachtet, obwohl es dann schon eine geringere Festigkeit hat und schnell verwendet werden muß.

Hinsichtlich Handlichkeit und Festigkeit ist der Spaltbarkeit des Holzes besondere Bedeutung beizumessen. Sie ist abhängig vom Faserverlauf und erleichtert

[1] KOLLMANN, F.: Technologie des Holzes. Berlin: Springer 1936.

die Bearbeitung, verringert dagegen die Biege-, Knick- und Druckfestigkeit. Leicht spaltbares Holz ist also nicht mit Vorteil zu verwenden.

23. — Eigenschaften der bergmännisch wichtigen Holzarten. Das beste Holz liefert die Akazie. Bei hohem Raumgewicht ist es sehr widerstandsfähig gegen Druck, Biegung und Knickung. Die wellig verschlungene Faserung hat eine hohe Zähigkeit zur Folge. Es ist außerdem wenig der Zersetzung unterworfen. Allerdings wird es wenig gepflanzt und ist deshalb sehr teuer. Die Eiche besitzt diese Eigenschaften in etwas geringerem Maße, ist jedoch in Deutschland weiter verbreitet und deshalb billiger. Von den Buchenarten wächst die wertvolle Weiß- oder Hainbuche zu langsam und ist zu selten, um für den Grubenausbau Holz zu liefern. Die in größeren Mengen vorkommende Rotbuche ist wegen der Sprödigkeit und Kurzbrüchigkeit ihres Holzes, das außerdem leicht zum Faulen (Stocken) neigt und nicht warnt, als Ausbauholz weniger geschätzt.

Die Nadelhölzer stehen hinsichtlich ihrer Festigkeitseigenschaften hinter den Laubhölzern zurück. Unter ihnen ist Lärchenholz das schwerste und zäheste, auch gegen Zersetzung widerstandsfähigste, weshalb es in Notfällen — sofern es genügende Länge hat — als Spurlatten verwendet wird. Weniger wertvoll, aber wegen ihrer Billigkeit bevorzugt und daher sehr verbreitet, sind Kiefer und Fichte, wogegen die Weiß- oder Edeltanne wegen der leichten Spaltbarkeit, der Weichheit und des geringen Harzgehaltes selten Verwendung findet. Lediglich im Anpflanzungsgebiet und bei kurzzeitiger Einsatzdauer kann sie benutzt werden.

An Spurlattenholz in Hauptförderschächten werden die höchsten Anforderungen in bezug auf Festigkeit, Zähigkeit, Elastizität und Dauerfestigkeit gestellt, weil der gesamte Grubenbetrieb von der Sicherheit der Schachtförderung abhängig ist. Das amerikanische Pitchpine-Holz mit seinem schmalen Splint und harzreichen Kern und das Jarrah-Holz, ein Eukalyptusholz aus Australien, besitzen diese Eigenschaften in weitem Maße. Sie müssen eingeführt werden und sind teuer, weshalb auch europäisches Lärchenholz benutzt wird. Anderseits nimmt die Verbreitung stählerner Führungen zu, die unbrennbar sind und wegen ihrer Verschleißfestigkeit einen ruhigeren Lauf der Gestelle ermöglichen.

24. — Verwendung längsgeteilten Rundholzes. Der Bedarf an Stempeln mit Durchmessern unter 15 cm ist sehr groß und ihr Anteil am Gesamtholzverbrauch einer Steinkohlenzeche kann bis zu 75% betragen. Deshalb pflegt je nach der Marktlage von Zeit zu Zeit die Frage nach der Möglichkeit der Verwendung von längsgeteilten Rundhölzern als Stempel aufzutreten[1]. Sie ist jedoch stets als Notmaßnahme zu betrachten.

Bei der Beurteilung der Eigenschaften geteilten Rundholzes ist zu bedenken, daß Kern und Splint verschiedene Festigkeiten aufweisen, die Teilquerschnitte des Kernes z. B. bei Nadelholz also größer gewählt werden müssen als die des Splintes, wenn bei Nadelholz Stücke gleicher Tragfähigkeit anfallen sollen. Der Holzverbrauch nimmt bei Verwendung längsgeteilter Rundhölzer als Stempel aber zu.

Der Anwendung längsgeteilter Stempel sind auch durch Mächtigkeit und Einfallen Grenzen gesetzt. Da die Knickfestigkeit längsgeteilter Stempel größerer Länge infolge der Unregelmäßigkeit des Faserverlaufs ungünstiger ist, dürfte bei 1,25 m Mächtigkeit eine Grenze zu sehen sein. Auch in steiler Lagerung können sie nicht empfohlen werden, da hier die Stempel weniger auf Knickung als auf Biegung beansprucht werden, die Biegefestigkeit geteilter Stempel jedoch gering ist.

Bei der Herstellung von Schalhölzern, die im Grubenbetrieb auf Biegung beansprucht werden, tritt gegenüber der Verwendung von Rundhölzern des gleichen Widerstandsmomentes ein Holzmehrverbrauch von 22% auf, so daß der Einsatz von geteiltem Holz nach Möglichkeit eingeschränkt werden sollte. Beim Zuschneiden des Holzes sollte zur Verringerung von Holzverlusten auf eine geringe Sägeblattbreite geachtet werden. Bandsägen haben eine geringere Schnittbreite als Kreissägen. Aber auch diese können heute schon mit Schnittbreiten von 4—5 mm geliefert werden.

---

[1] ROBERG, J., zitiert S. 407; — ferner F. MÜLLER: Maßnahmen zur Ersparnis von Grubenholz. Glückauf 1949 S. 414.

Die bei der Teilung anfallenden Stücke finden je nach ihrer Form verschiedene Verwendung. Zweckmäßig ist es, ein Teilstück mit einer Schnittfläche als Kappe oder Schalholz zu verwenden, wogegen Teilstücke mit zwei und mehr Schnittflächen am besten als Stempel eingesetzt werden, weil sie gegen Biegung weniger widerstandsfähig sind. Bei Halbierung wird der Schnitt immer durch die Mitte gelegt, es sei denn, daß ungleiche Teile gefordert sind. Die Drittelung wird im allgemeinen so ausgeführt, daß der Durchmesser in drei gleiche Teile geteilt wird. Jedoch ist der Mittelteil wegen des ungleich hohen Anteiles an Kernholz weniger wertvoll, weil das Kernholz z. B. bei Kiefer und Fichte etwa 25—30% weniger fest als das Splintholz ist. Eine Viertelung oder Fünftelung ist nur bei großen Durchmessern vertretbar.

25. — Die Zerstörung des Holzes durch Fäulnis. Erreger der Fäulnis sind immer Fäulnispilze, also Pflanzen, welche sich aus ihren Sporen entwickeln. Die holzzerstörenden Pilze leben hauptsächlich von der Holzsubstanz, also von der Zellwand, und nicht vom Zellinhalt. Die beim Kiefernholz oft zu beobachtende Blaufärbung des Splintes wird durch Pilze hervorgerufen, die nur vom Zellinhalt leben und darum nicht zu den holzzerstörenden gehören; aber sie schaffen für diese günstige Voraussetzungen. Es handelt sich bei der Holzfäulnis also um einen biologischen Vorgang.

Die einzelnen Holzarten werden in unterschiedlicher Weise angegriffen. Bei der Kiefer ist es vor allem der Splint, der zerstört wird. Der Kern ist widerstandsfähiger. Es ist ein Irrtum, wenn die Eiche für fäulnissicher gehalten wird; dies trifft nur dann für den Kern zu, wenn er völlig von Splint befreit ist. Der Splint der Eiche dagegen wird zerstört, und vom faulenden Splint ausgehend greift die Fäulnis auch den Kern an und zerstört ihn. Buchenholz wird besonders rasch angegriffen. Einzelne Pilze verrichten ihr Zerstörungswerk ganz im Holzinnern und treten nach außen nicht in Erscheinung; andere überziehen die Holzoberfläche mit einem Geflecht von Pilzfäden[1].

Außer der Temperatur übt die relative Feuchtigkeit der Wetter einen maßgebenden Einfluß auf die Lebensfähigkeit der Holzpilze aus. Es wurde festgestellt, daß unterhalb einer relativen Feuchtigkeit von 89% keine Fäulnis auftritt. Auch bei Temperaturen unter 20° C ist sie gering. Zwischen 89 und 92% Feuchte beginnt die Fäulnisbildung, nimmt mit steigender Feuchte zu und geht bei 95—96% in starke Fäulnis über. Bei einer relativen Luftfeuchtigkeit von 95—100% verlieren Grubenstempel nach einem Jahr durch Fäulnis rd. 70% ihrer Druckfestigkeit, d.h. nach nur 8—9 Monaten ihren Gebrauchswert. Völlig trockenes Holz und solches, das sich völlig unter Wasser befindet, also von der Luft abgeschnitten ist, fault nicht. In beiden Fällen können die Pilzsporen nicht keimen.

26. — Holztränkung. Schutzstoffe. Eine Tränkung des Holzes ist dann angezeigt, wenn die relative Feuchte der Grubenwetter am Verwendungsort nicht unter 89% gehalten werden kann. Die anderen Wachstumsbedingungen für die Fäulnispilze sind im allgemeinen jederzeit in den Grubenräumen vorhanden.

Als Schutzstoffe gegen Fäulnis werden Pilzgifte verwendet, von welchen eine große Zahl aus dem organischen und anorganischen Gebiet bekannt sind. Der Bergbau stellt an einen Schutzstoff besondere Bedingungen. Die von den zuständigen Hygieneinstituten geprüften Schutzstoffe müssen von den Oberbergämtern für den Untertagebetrieb zugelassen werden. Eine Behandlung des Holzes mit irgendeinem — vielleicht für Stahl wirksamen — Oberflächenschutz durch Anstrich mit Zement oder Bitumen und pechhaltigen Mitteln bedeutet nicht nur keinen Schutz, sondern eine erhöhte Gefährdung. Grundsätzlich können die Schutzstoffe in zwei Gruppen eingeteilt werden, und zwar in *ölhaltige* und *wasserlösliche*.

Unter den *ölhaltigen* Schutzstoffen steht das Steinkohlenteeröl als werkseigenes Erzeugnis im Vordergrund. Wegen mehrerer Nachteile: Ätzen der Haut, scharfer Geruch, Feuergefährlichkeit usw. wird es im Untertagebetrieb nur noch selten verwendet, dagegen noch häufig über Tage für Leitungsmasten, Eisenbahnschwellen, Kühltürme u. dgl.

[1] MÜLLER, F., u. H. GIERHARDT: Die Zusammenhänge zwischen Holzfäulnis und Grubenklima. Glückauf 1950 S. 814.

Als *wasserlösliche* Schutzstoffe finden Salzmischungen Verwendung, die hauptsächlich Fluor- und Zinksalze enthalten und für den Gebrauch in Wasser gelöst werden. Besonders die Fluor in der Form von Fluornatrium enthaltenden Salze werden heute im gesamten Bergbau in den von WOLMAN eingeführten Zusammensetzungen in überwiegendem Umfang verwendet. Der den Schutzsalzen anhaftende Nachteil, den Stahl anzugreifen, kann durch Zusatz von Chromsalzen beseitigt werden. Dabei ist gleichzeitig die Auslaugbarkeit des Schutzmittels wesentlich verringert worden. Die für den Bergbau bestimmten Mischungen heißen U-Salze und bestehen aus 10% Dinitrophenol, 35% Chromsalzen und 55% Fluornatrium.

27. — Die Tränkverfahren. Ein Anstrich des Grubenholzes mit einem Schutzmittel ist unwirksam. Wirksam ist dagegen die Holztränkung, wobei die *Trog-*

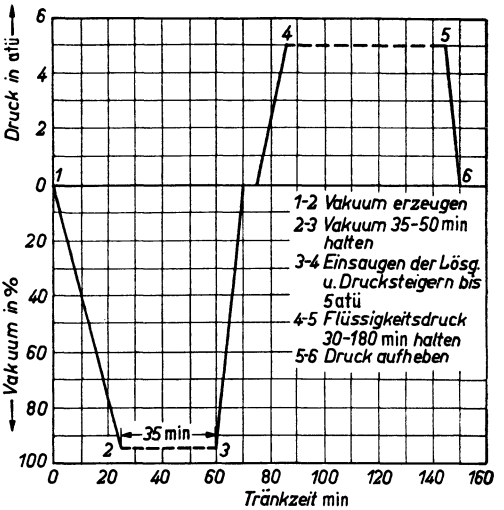


Abb. 351. Arbeitsweise des Vakuumdruckverfahrens

tränkung und das *Vakuumdruckverfahren* unterschieden werden. Liegt der jährliche Bedarf an getränktem Holz unter 1500 fm, so ist der Trogtränkung der Vorzug zu geben.

Die Anlagekosten des *Trogtränkverfahrens* sind gering. Die Einrichtung kann vom Betrieb selbst in Stahlblech oder in Beton erstellt werden. Die Dauer der Tränkung kann, wenn Dampf zur Verfügung steht, durch Erhitzen der Tränkflüssigkeit und des darin eingelegten Holzes abgekürzt werden. Allerdings muß für diesen Zweck das Holz lufttrocken sein. Die Tränkdauer beträgt je nach Holzstärke 2—4 Tage. Wesentlich bei diesem Verfahren ist, daß die Tränkflüssigkeit jeden Tag auf etwa 80° C erhitzt und diese Temperatur 2 Stunden gehalten wird. Steht kein Dampf zur Verfügung, dann kann mit kalter Imprägnierlauge gearbeitet und auch frisches Holz behandelt werden. Die Salze wandern dann kapillar und durch Diffusion in das Holz ein. Besonders der Erzbergbau erzielt auf diesem Wege mit Eichenholz gute Erfolge. Die Tränkdauer beträgt dann allerdings bis zu 8 Tagen. Wichtig ist in jedem Fall, daß das Holz erst dann eingebaut wird, wenn es nach dem Tränken wieder lufttrocken ist. Die Salzlösung wandert nämlich nachträglich noch weiter in das Holz hinein und die Auslaugbarkeit wird damit verringert.

Die beste Durchdringung des Holzes ist mit dem *Vakuumdruckverfahren* zu erreichen, bei dem aber nur lufttrockenes Holz verwendet werden darf. Es kommt in Betracht, wenn mehr als 1500 fm Holz jährlich zu tränken sind. Der Ablauf des Volltränkverfahrens ist aus der Abb. 351 ersichtlich. Im Gegensatz zu der Verwendung von Steinkohlenteeröl, bei dem nach dem *Rupingschen Sparverfahren* gearbeitet und der größte Teil des ins Holz eingepreßten Öls zurückgewonnen

wird, wendet man bei Salzen das *Volltränkverfahren* an, d. h., es wird so viel Lauge in das Holz eingepreßt, wie es aufnehmen kann. Bei Kiefernholz sind dies 200 l/fm und mehr. Die Menge des aufgenommenen Schutzsalzes wird durch die Konzentration der Lauge bestimmt, die 2—15% betragen kann, ferner von der Art des Salzes und der Art und Beschaffenheit des Holzes. Buche benötigt mehr als Kiefer und Eiche, splintreiches Holz mehr als splintarmes. Fichte und Tanne nehmen das Schutzmittel nur bis in geringe Tiefe auf. Bei Wolmanit U braucht man je nach der Struktur und Beanspruchung des Holzes 2—4 kg/fm. Die Gewichtszunahme des Holzes ist also nur sehr gering.

Im übrigen sei erwähnt, daß bei Kiefer und Eiche der Splint vollständig durchtränkt werden kann, während der Kern bei beiden Holzarten nur auf eine ganz geringe Tiefe zu erfassen ist. Der Kern der Roteiche ist dagegen tränkfähig.

Zu beachten ist, daß die Bearbeitung des Holzes möglichst vor dem Tränken geschieht. Jede nachträgliche Bearbeitung kann nicht getränkte Holzteile freilegen und dadurch den Pilzen Zugang zum Holzinnern verschaffen. Auch das Weißschälen des Grubenholzes vor der Tränkung ist zu empfehlen, weil hierdurch nicht nur eine wesentlich bessere Durchtränkung erzielt wird, sondern auch bei der starken Aufnahmefähigkeit der Borke Verluste an Schutzstoff vermieden werden[1].

28. — Die Verwendung von getränktem Holz[2]. Die durch ein sachgemäßes Tränken zu erzielende längere Standdauer der Grubenhölzer — man hat vielfach eine 3—5fache Verlängerung der Standdauer festgestellt — bringt außer der Verringerung der unmittelbaren Holzkosten noch verschiedene andere Vorteile mit sich. Zunächst werden die Arbeiten zur Auswechslung der Zimmerung und damit die Zahl der Zimmerhauer verringert. Daraus ergibt sich aber wiederum eine Verringerung der bei diesen Arbeiten möglichen Unfälle sowie eine geringere Störung der Förderung und Wetterführung, also eine Erhöhung der Betriebssicherheit.

Der Umfang der Verwendung von getränktem Holz im Untertagebetrieb hängt von ganz anderen Bedingungen ab als bei Hölzern über Tage. Zunächst kommt hier die Rücksicht auf den Gebirgsdruck hinzu, der die Tränkung für alle Hölzer überflüssig macht, deren Standdauer schon durch den Druck sehr verkürzt wird. Damit entfällt die Tränkung für den Ausbau im Abbau und in allen druckhaften Strecken, weshalb z. B. im Ruhrgebiet eine Gaskohlenzeche bedeutend weniger Holz zu tränken braucht als eine Magerkohlengrube. Der Anteil des getränkten Holzes am Gesamtholzverbrauch kann bis 20% und mehr betragen.

Von besonderer Bedeutung ist das Grubenklima, wie in Ziff. 25 dargelegt ist[1]. Das Holz erreicht oberhalb einer relativen Feuchte der Wetter von 89% wegen seiner hygroskopischen Eigenschaft den für das Pilzwachstum erforderlichen Wassergehalt, auch wenn das Gebirge völlig trocken ist[3]. Eine relative Feuchte von 89% ist aber auf der Wettersohle der meisten Zechen vorhanden.

Wenn Holz in Verbindung mit Stahl als Ausbaustoff verwendet wird, also bei Türstöcken, Bolzen, Verzug, Quetschhölzern, ist Tränkung immer angezeigt. Es ist dann in den meisten Fällen möglich, die Standdauer des Holzes der des Stahles anzupassen. Auch das Holz für Wettertüren, Gesteinstaubsperren, Gezähkisten usw. sollte getränkt werden. Oftmals bedingen die Wetterverhältnisse auch die Behandlung der wertvollen Schachtrahmenhölzer und der Schwellen.

In Einzelfällen kann durch eine Nachimprägnierung die Standdauer ehedem roh verbauter Hölzer verlängert werden. Besonders im Erzbergbau wird davon Gebrauch gemacht. Dabei werden nicht nur der Streckenausbau behandelt, sondern

---

[1] KLINGER, K.: Versuche am Grubenausbau. Schlägel u. Eisen 1953 S. 69.

[2] MAHLKE/TROSCHEL/LIESE: Handbuch der Holzkonservierung, 3. Aufl., Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1950; — ferner HUBER: Was muß der Bergmann vom Holzschutz wissen? Berlin 1941; — ferner BÖHRINGER: Holzschutz durch Nachimprägnierung, Glückauf 1948 S. 58; — ferner MÜLLER: Die Holztränkung im Bergbau, Glückauf 1950 S. 126; — ferner ADAM: Die Entwicklung und Bedeutung von Holzschutzsalzen unter Berücksichtigung des Grubenholzschutzes, Glückauf 1952 S. 531; — ferner H. EUTING: Wirtschaftlichkeit und Sicherheit im Bergbau durch Holzschutz. Bergbau-Rdsch. 1953 S. 242.

[3] MÜLLER, F., u. H. GIERHARDT, zitiert S. 410.

vor allem auch die Rahmen und der Verzug der Blindschächte. Ebenso kann aber auch z. B. bei Einstrichen in Schächten von Kohlengruben verfahren werden. Das Verfahren der *Nachimprägnierung* besteht darin, daß das Schutzsalz in Pulver- oder Pastenform in einer Bandage um das zu schützende Holz gelegt wird und durch Diffusion in das Holz wandert[1].

29. — Kosten der Tränkung und Ersparnisse durch Tränkung. Während die Kosten für eine Trogtränkanlage sehr gering sind, ist für die Vakuumdruckanlage bei einem Fassungsvermögen des Kessels von 30 fm und einer Leistung von etwa 9000 fm Holz im Jahr mit einem Betrag von 50000—60000 DM zu rechnen. Die Tränkkosten je fm Kiefernholz stellen sich auf 12—15 DM.

An einem Rechenbeispiel möge ein Bild von der Wirtschaftlichkeit der Holztränkung gegeben werden. Hierzu sei angenommen, daß eine Grube je Jahr 1000 fm getränktes Holz einbaut, daß die Holzkosten 90 DM/fm betragen und die Einbaukosten 70 DM/fm. Weiterhin möge die Erfahrung gezeigt haben, daß ungetränktes Holz nach 2 Jahren ausgewechselt werden mußte, während getränktes Holz eine Standdauer von 5 Jahren hat. Nach Ablauf dieses Zeitraumes stehen sich folgende Kosten gegenüber:

a) Verwendung von ungetränktem Holz:	
Holzkosten: 1000 fm zu 90 DM/fm	90000 DM
Einbaukosten: 1000 fm zu 70 DM/fm	70000 DM
1000 fm, ungetränkt verbaut, kosten	160000 DM
Nach 5 Jahren $2^1/_2$fache Auswechslung	400000 DM
b) Verwendung von getränktem Holz:	
Holzkosten: 1000 fm zu 90 DM/fm	90000 DM
Tränkkosten: 1000 fm zu 15 DM/fm	15000 DM
Einbaukosten: 1000 fm zu 70 DM/fm	70000 DM
1000 fm, getränkt verbaut, kosten	175000 DM

Die erzielte Ersparnis beläuft sich also auf

400000 DM — 175000 DM = 225000 DM.

c) Stahl

30. — Allgemeines. Als Stahl bezeichnet man ein ohne Nachbehandlung schmiedbares Eisen. Die einzelnen Stahlarten sind, außer durch die Art ihrer Herstellung und ihre Warmbehandlung, durch den Gehalt an Eisenbegleitern, von denen Kohlenstoff die weitaus bedeutendste Rolle spielt, gekennzeichnet. Der Gehalt an Kohlenstoff kann im Stahl bis 1,7% betragen, übersteigt jedoch in den üblichen Grubenausbaustählen nicht 0,5%, weil mit dem C-Gehalt die Verformbarkeit des Werkstoffes abnimmt. Oberhalb 1,7% Kohlenstoffgehalt liegt das Gebiet des Gußeisens, das für die Herstellung von Tübbingen Verwendung findet.

31. — Materialeigenschaften. Die allgemeinen Materialeigenschaften der verschiedenen Stahlsorten sind in den DIN-Normen festgelegt[2].

Bei der Markenbezeichnung der Stähle werden meist die Festigkeitseigenschaften zugrunde gelegt. So wird z. B. von einem Stahl der Güte St 50 eine *Zugfestigkeit* (σ_z) von mindestens 50 kg/mm² verlangt. Die Bruchdehnung dieses Stahls beträgt mindestens 22% und die Streckgrenze 27 kg/mm². Der Zusammenhang dieser Begriffe geht aus dem Spannungs-Dehnungs-Diagramm hervor (Abb. 352). Nach dem Hookeschen Gesetz $\sigma = \varepsilon \cdot E$ ist im elastischen Bereich (bis S) die Dehnung ε in % proportional der Belastung σ in kg/mm². Die Dehnung geht nach Entlastung wieder zurück. Beim Überschreiten der Streckgrenze S tritt der Stahl in den Fließzustand über, d. h. er verhält sich plastisch und erleidet bleibende Verformungen.

[1] Böhringer: Holzschutz durch Nachimprägnierung. Glückauf 1948 S. 58.

[2] Die für den Grubenausbau wichtigsten Bestimmungen können aus dem DIN-Taschenbuch 4 „Werkstoffnormen", Teil A: „Stahl und Eisen", entnommen werden.

Die *Streckgrenze* wird durch den Knick im Spannungs-Dehnungs-Diagramm bestimmt. Ist dieser nicht deutlich ausgeprägt, so wird statt dessen diejenige Spannung als Streckgrenze bezeichnet, die beim Zugversuch eine bleibende Längung von 0,2% bewirkt. Beim Biegeversuch tritt Fließen erst bei höheren Belastungen auf, als sie dem beim Zugversuch ermittelten Streckgrenzwert entsprechen. Dies erklärt sich daraus, daß die näher an der neutralen Faser liegenden Querschnittsteile, die noch nicht bis zur Streckgrenze belastet sind, das Fließen der überlasteten Querschnittsteile verhindern. Wird der Probestab weiter belastet, so wird im Punkt *B* (Abb. 352) die Bruchspannung erreicht, bis, allerdings bei abnehmender Belastung, bei *Z* der Bruch eintritt.

Die beim Bruch aufgetretene Gesamtdehnung (bezogen auf eine bestimmte Meßlänge) wird *Bruchdehnung* genannt. Zusammen mit der Einschnürung an der Bruchstelle ist sie ein Maß für die Verformbarkeit des Stahls. Mit der durch Erhöhung des Kohlenstoffgehalts steigenden Zugfestigkeit ist eine Abnahme der

Abb. 352. Spannungs-Dehnungs-Diagramm verschiedener Stähle

Bruchdehnung verbunden. Diese Abnahme kann aber durch Legierungen oder durch eine Warmbehandlung kleiner gehalten werden.

Neben den genannten Festigkeitseigenschaften von Grubenausbaustählen ist für die Beurteilung insbesondere noch die *Kerbschlagzähigkeit* von Bedeutung. Stähle, die unter normalen Verhältnissen beim Biegeversuch große Verformungen aufnehmen, ohne zu brechen, können unter bestimmten anderen Bedingungen spröde brechen. Es tritt ein Trennbruch statt des beim Zugversuch üblichen Verformungsbruches auf. Solche besonderen Verhältnisse können vorliegen, wenn die Beanspruchungen schlagartig erfolgen oder wenn der Stahl tiefen Temperaturen ausgesetzt ist (z. B. beim Abladen des Streckenausbaus im Winter).

Für den Grubenausbau ist außerdem die *Alterung* nach vorangegangener Kaltverformung besonders gefährlich. Alterung bedeutet, daß ein Stahl, der verformt worden ist, nach einiger Zeit (etwa 4 Wochen) sprödbruchempfindlicher wird. Diese *Sprödbruchempfindlichkeit* wird mit der Kerbschlagprobe (DIN DVM A 111 bzw. 115) gemessen. Es gibt keinen allgemeingültigen Mindestwert, nach dem man alle Stähle in bezug auf Sprödbruchempfindlichkeit gleichmäßig beurteilen kann, da die Werte vom Querschnitt des untersuchten Profils und von seiner Festigkeit abhängen. Man kann mit einer gewissen Sicherheit gegen Sprödbruchempfindlichkeit dann rechnen, wenn bei weichen Stählen die Kerbschlagzähigkeit nach DVMF größer als 8 mkg/cm², bei Stählen mit höherer Festigkeit die Kerbschlagzähigkeit nach DVM größer als 3 mkg/cm² ist.

32. — Thomasstahl, Siemens-Martin-Stahl, legierter Stahl. Nach der Art der Herstellung unterscheidet man u. a. Thomas- und Siemens-Martin-Stahl. Beim *Thomasverfahren* werden die dem Stahl schädlichen Bestandteile mittels Durchblasen von Luft durch den Konverter (Windfrischen) beseitigt. Dieser Vorgang dauert nur 20 Minuten. Das Thomasverfahren ist daher sehr leistungsfähig, und der Stahl ist entsprechend billig. Beim Gießen tritt jedoch eine nachträgliche Entgasung ein, die ein Aufschäumen des Bades bewirkt. Der so hergestellte Thomasstahl ist *unberuhigt* und sollte wegen seiner geringen Alterungsbeständigkeit usw. für den Grubenausbau nicht benutzt werden.

Gut verwendbar ist dagegen *beruhigter* Thomasstahl, bei dem das Aufschäumen durch Zusätze von Silizium und Aluminium vermieden werden kann. Außerdem ist es gelungen, durch das *Sauerstoff-Frischen* von Thomasstahl den Stickstoffgehalt zu verringern und dadurch dem Stahl Zähigkeitseigenschaften zu geben, die fast denen des Siemens-Martin-Stahls entsprechen.

Beim *Siemens-Martin-Verfahren* streichen die Verbrennungsgase über die Schmelze hinweg. Der Prozeß dauert wegen der geringen Reaktionsfläche mehrere Stunden. Er kann besser überwacht werden und liefert deshalb besseren Stahl. Da das Verfahren jedoch weniger leistungsfähig ist und zudem zusätzliche Wärmemengen zur Aufrechterhaltung des Vorganges benötigt, ist Siemens-Martin-Stahl teurer als Thomasstahl. Auch steht er zumeist nicht in der erforderlichen Menge zur Verfügung.

Von *legierten Stählen* spricht man, wenn außer Kohlenstoff weitere Elemente, z. B. Mangan über 0,8%, Chrom, Wolfram u. a., dazu verwendet werden, die Festigkeits- und Zähigkeitswerte des Stahls zu erhöhen. Für Grubenausbau werden nur schwach legierte Stähle in Frage kommen, weil die genannten Legierungsbestandteile den Stahl verteuern und seine Lieferbarkeit in großen Mengen einschränken. Für die Grubenausbaustähle wird hauptsächlich Mangan benutzt, das ebenso wie Kohlenstoff die Festigkeit erhöht, diesem gegenüber aber den Vorteil hat, keinen schädlichen Einfluß auf die Zähigkeit auszuüben. Auch beeinträchtigt es die Schweißbarkeit nicht.

33. — Warmbehandlung von Stählen. In der Erkenntnis, daß Stähle höherer Festigkeit den Auswirkungen des Gebirgsdruckes besser gewachsen sind und eine Verringerung der Unterhaltungsarbeiten des Grubenausbaus ermöglichen, und sie außerdem vielfach gestatten, mit schwächeren Profilen, also geringeren Gewichten, auszukommen, ist insbesondere der Steinkohlenbergbau zur Verwendung von Stählen mit höherer Festigkeit übergegangen. Statt der früher hauptsächlich angewendeten Stähle St 37 und St 50 werden jetzt Stähle von mehr als 60 kg/mm² Zugfestigkeit bevorzugt, wobei die gewünschten Eigenschaften vielfach durch eine Warmbehandlung erreicht werden.

Bei Stahl mit einem Kohlenstoffgehalt von weniger als 0,15% genügt hierzu vielfach die einfache *Härtung*. Hierbei wird auf eine bestimmte Temperatur erwärmter Stahl in einer Kühlflüssigkeit abgeschreckt, wodurch sich die Zugfestigkeit erhöht, die Sprödigkeit jedoch ebenfalls beträchtlich zunimmt. Größere Bedeutung besitzt deshalb das *Vergüten*. Hierbei wird eine Wasserhärtung mit anschließendem erneuten Erwärmen auf höhere Temperaturen, dem *Anlassen*, angewendet. Die Anlaßtemperatur liegt zwischen 450—600° C und wird eine bestimmte Zeit eingehalten. Dadurch geht zwar die beim Härten erzielte höhere Festigkeit teilweise wieder verloren, die nachteilige Sprödigkeit wird aber ebenfalls vermindert. Weiterhin ist zu betonen, daß beim Vergüten die Streckgrenze wesentlich höher als die Festigkeit heraufgesetzt wird. Es ist dies insofern von Bedeutung, als größere Zugfestigkeiten als 60—70 kg/mm² beim Grubenausbaustahl selten notwendig sind.

Die Kerbschlagzähigkeiten im gealterten Zustand liegen bei vergüteten Stählen bei etwa 7 mkg/cm² gegenüber nur rd. 1,0 mkg/cm² bei St 37 und St 50[1]. Daher zeigt der vergütete Stahl auch weniger Sprödbruchneigung. Die Dehnung nimmt allerdings durch das Vergüten ab, liegt aber immer noch über 18% und entspricht damit der Dehnung des St 50. Sie kann als ausreichend angesehen werden.

[1] Fröhlich, K.: Drei Jahre Erfahrungen mit der Vergütung von Thomasstahl für Streckenausbau. Glückauf 1954 S. 637.

Die guten Erfahrungen mit vergüteten Grubenausbaustählen haben dazu geführt, daß auch naturharte Stähle (mit mehr als 1% Mn) entwickelt wurden. Ihre Festigkeitswerte erreichen fast die der vergüteten Stähle und ihre Zähigkeit ist so groß, daß sie ebenfalls als sprödbruchunempfindlich angesehen werden können, wobei allerdings vorausgesetzt ist, daß sie nach dem Walzen mindestens einmal *normalisiert* worden sind. Hierunter versteht man ein Erhitzen über den sog. oberen Umwandlungspunkt (z. B. 820—940° bei den üblichen Grubenausbaustählen) hinaus und ein anschließendes langsames Abkühlen an der Luft.

Durch Normalisieren kann auch die Kaltverfestigung beseitigt werden. Sie tritt beim Biegen oder Richten von Stahl ein, und zwar um so mehr, je niedriger die Anfangsfestigkeit des Stahls ist. Bei alterungsempfindlichen Stählen kann die Kaltverfestigung zu einer Versprödung führen, die durch Normalisieren zu beseitigen ist.

Die beim Kaltbiegen auftretenden inneren Spannungen im Stahl können auch durch *Spannungsfreiglühen* (bis 650°) und anschließendes langsames Abkühlen wieder abgebaut werden. Das Spannungsfreiglühen hebt aber nicht die Versprödung infolge der Kaltverfestigung auf. Daher müssen z. B. Altschienen, die infolge der Beanspruchung durch die auf ihnen fahrenden Eisenbahnzüge eine Kaltverfestigung erfahren haben, auf jeden Fall normalisiert werden, wenn Sprödbrüche vermieden werden sollen.

34. — Gebräuchliche Stahlsorten. Der 1951 genormte Grubenausbaustahl St 54 (DIN-Blatt 21 540) hat eine Bedeutung nur als Wegbereiter für die Entwicklung von Stählen mit höherer Festigkeit gehabt und wird heute nur noch in geringem Umfang angewendet. Seine Zugfestigkeit beträgt 50—70 kg/mm², die Streckgrenze mindestens 28 kg/mm² und die Bruchdehnung mindestens 18%. Sehr verbreitet, insbesondere für Rinnenprofile, sind Stähle mit einer Festigkeit von 50—65 kg/mm², einer Streckgrenze von 30—40 kg/mm² und einem Mangangehalt über 0,4%. In großem Umfang wird vergüteter Stahl im Streckenausbau eingesetzt, der meist als Thomasstahl, seltener als Siemens-Martin-Stahl erschmolzen wird. Hierbei liegt der Mangangehalt unter 0,8%, während er bei den entsprechenden naturharten Stählen für den Streckenausbau über 1% liegt.

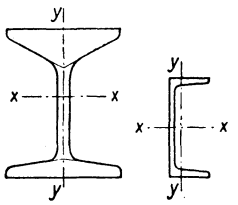


Abb. 353. Bezugsachsen bei Stahlprofilen

Für den Strebausbau werden auch Kohlenstoffstähle C 45 und C 60, das sind Stähle mit 0,45 oder 0,60% Kohlenstoff, benutzt. Auch der Hochbaustahl St 52 wird für den Strebausbau eingesetzt und dabei auch teilweise vergütet, wobei aber die starke Streuung des Mangangehaltes von 0,9—1,4% sich ungünstig auswirkt.

35. — Die Beanspruchung der Stahlprofile. Allgemeines. Die im Grubenbetrieb verwendeten Stahlprofile werden vorwiegend nach ihrer Widerstandsfähigkeit gegen alle Arten der Beanspruchung sowie nach ihrer Richtbarkeit beurteilt. Die Widerstandsfähigkeit wird nach den Gesetzen der Statik zunächst unabhängig von dem verwendeten Material aus der Verteilung der Massen in bezug auf die beiden Hauptachsen errechnet, die man sich durch das Profil gelegt denken kann. Die eine der beiden Achsen, die x-Achse, verläuft waagerecht, die andere, die y-Achse, senkrecht dazu (Abb. 353). Profile können auf Druck, Verdrehung, Knickung und Biegung beansprucht werden. Da hinter der Biegebeanspruchung die anderen Belastungsarten jedoch zurücktreten, pflegt man die Profile durch ihre Widerstandsmomente um die Profilachsen, also durch W_x und W_y, zu kennzeichnen. Aus der Formel $M_b = W_x \cdot \sigma_b$ kann dann für ein Stahlprofil von bestimmter Festigkeit (σ_b) das zulässige Biegemoment (M_b) errechnet werden. Bei den meisten Profilen ist W_x um ein Mehrfaches größer als W_y, weil die Profile stärker in Richtung zur Streckenmitte als in Richtung der Streckenachse beansprucht werden. Zudem kann man einem Ausbiegen in Richtung der Streckenachse durch eine gute Verbolzung begegnen.

Das Verhältnis der Widerstandsmomente zum Metergewicht W_x/G oder W_y/G führt zu den Kenngrößen η_x und η_y, die als statischer Wirkungsgrad oder auch als Ausnutzungsgrad des Profils bezeichnet werden. Ein Vergleich verschiedener Profilarten ist bei Benutzung dieser Kenngröße jedoch nur statthaft, wenn Stähle

gleichen Metergewichtes vorliegen. Die Angabe des Widerstandsmomentes W und des Ausnutzungsgrades η wird von verschiedenen Seiten jedoch als nicht ausreichend zur Bewertung eines Profils angesehen. VIEREGGE[1] untersucht den Einfluß der schiefen Biegung und stellt fest, daß bei einer Vielzahl von Profilen schon bei geringer Verkantung eine erhebliche Abnahme des Lastaufnahmevermögens eintritt. Profile, deren Verhältnis W_x/W_y sich dem Wert 1 nähert, sind wenig empfindlich gegen schiefe Biegung. Er wählt als Kennwert der Profilbeurteilung die Größe $\eta_0 = \frac{W_x}{W_0}$, also das Verhältnis des Widerstandsmomentes eines Profils zu demjenigen eines Kreisprofils gleicher Profilfläche. — Diese Angaben beurteilen Stahlprofile in ihrem Verhalten im elastischen Bereich. Es ist aber gerade für den Grubenausbau wichtig, auch ihre Eignung im plastischen Bereich zu untersuchen, da dieser meist erreicht wird. Es ist daher zu fordern, daß ein Profil nach einer bleibenden Verformung eine möglichst hohe Tragfähigkeit weiter beibehält. So ergaben Biegeversuche an Profilstäben im plastischen Bereich[2] eine andere Reihenfolge der Bewertung als die auf Grund der Widerstandsmomente gewonnene. Auch ist zu erwähnen, daß gekrümmte Träger ein geringeres Widerstandsmoment haben

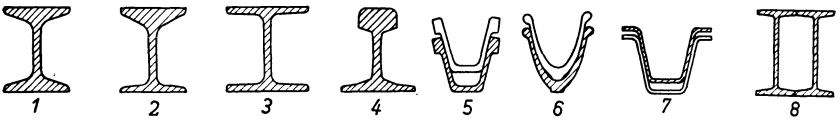


Abb. 354. Beim Ausbau gebräuchliche Stahlprofile

als gerade. Die Abnahme kann bis zu 35% betragen. Aus diesen Erwägungen ist zu ersehen, daß eine erschöpfende Beurteilung von Stahlprofilen schwierig ist. Man wird versuchen, mehrere Kenngrößen zu berücksichtigen, um damit den äußerst unterschiedlichen Beanspruchungen im Einsatz in der Grube gerecht zu werden.

Die Wirtschaftlichkeit fordert schließlich vom Profil, daß es eine solche Form haben soll, die möglichst einfach zu richten ist. Es ist dann eine häufigere Wiederverwendung möglich. Auch muß seine Herstellung einfach sein, um den Preis niedrig zu halten. In dieser Sicht sind Walzprofile stets günstiger als geschweißte Kastenprofile, die auch schwieriger zu richten sind.

36. — Eigenschaften der verschiedenen Stahlprofile. Auf S. 418 sind die Widerstandsmomente der heute gebräuchlichsten Stahlprofile wiedergegeben[3] (Abb. 354):

Da ungefähr gleiche Metergewichte gewählt wurden, sind innerhalb der drei großen Gruppen der Stahlprofile nur geringe Unterschiede in den Widerstandsmomenten und im Verhältnis W_x/W_y vorhanden.

Bei den *Stegprofilen* liegt das Verhältnis von W_x/W_y bei rd. 3 bis 5. Wegen ihres großen Widerstandsmomentes bei Beanspruchung gegen die x-Achse sind sie besonders geeignet gegen Biegebeanspruchung. Sie werden deshalb vorwiegend zu Streckenbögen verwendet, sind aber auch als Kappen geeignet. Das Grubenausbau-I-Profil (GI-Profil) (1) umfaßt die Größen GI 70 bis GI 140 und ist in DIN 21541 in seinen Abmessungen genormt. Vor dem gewöhnlichen I-Profil zeichnet es sich durch eine Verstärkung der Flanschen und des Überganges zwischen Steg und Flanschen aus. Das Pokalprofil (2) ist im Gegensatz zum GI-Profil ein unsymme-

[1] VIEREGGE, G.: Neue Gesichtspunkte zur Beurteilung verschiedener Stahlprofile für Streckenausbauzwecke. Bergbau-Archiv Bd. 14 S. 69.

[2] SCHULTE-STEINBERG, D.: Beitrag zur Beurteilung von Grubenausbauprofilen auf Grund von Biegeversuchen. Glückauf 1954 S. 216; — ferner G. HILLEN: Beitrag zur Beurteilung von I-Grubenausbauprofilen. Glückauf 1950 S. 12; — ferner W. SCHAEFER: Die Tragfähigkeit von Stahlprofilen und ihre wirtschaftliche Verwendung für den Streckenausbau. Glückauf 1957 S. 877.

[3] Vgl. F. SPRUTH: Streckenausbau in Stahl. Essen: Verlag Glückauf 1955.

Profilart	Gewicht kg/m	W_x cm³	W_y cm³	$\frac{W_x}{W_y}$
A. Stegprofile:				
1. Normalprofil, GI 120	29,5	136,0	32,6	4,2
2. Pokalprofil, F	28,3	113,0	33,2	3,4
3. Breitflanschprofil, B 12	30,1	149,3	46,0	3,3
4. Schienenprofil, Pr. 6 (alt)	31,1	138,0	27,2	5,1
B. Rinnenprofile:				
5. TH-Profil	29,0	99,6	107,0	0,9
6. Glockenprofil	32,0	83,5	74,8	1,1
7. V-Profil, V 140/9	29,5	129,0	104,8	1,2
C. Kastenprofile:				
8. Usspurwies-Profil, II NP 14	30,7	168,2	74,8	2,3

trisches Profil, da der Profilkopf stärker ausgebildet ist als der Profilfuß. Es wird nur im Streckenausbau, und zwar für Streckenbögen, verwendet. Das Breitflanschprofil (3), ebenfalls ein symmetrisches Profil, hat ein günstiges Verhältnis von W_x/W_y und ist demnach für den Streckenausbau geeignet, wo vorwiegend Biegebeanspruchungen zu erwarten sind. Der Übergang zwischen Steg und Flanschen ist bei ihm jedoch sehr schwach ausgebildet, so daß es dem in Streckenrichtung wirkenden Druck weniger gut standhalten kann als die obenerwähnten Profile. Auch läßt es sich schwerer richten als diese. Es wird infolgedessen nicht oft verwendet.

Die *Schienenprofile* (4) sind nicht für Zwecke des Grubenausbaus entworfen und weisen daher ein ungünstigeres Verhältnis von W_x zu W_y auf. Wegen des mittleren Widerstandsmomentes bei Biegung gegen die x-Achse werden sie seit langer Zeit schon als Bögen für gelenkigen Streckenausbau eingesetzt. Ihr Widerstandsmoment W_y ist jedoch sehr gering. Die statischen Werte von Altschienen, die meistens verwendet werden, liegen um 30% unter denen neuer Schienen. Die Verbindung von Schienen zu starren Bögen ist bei Altschienen zudem durch die unterschiedliche Abnutzung erschwert. Nur der niedrige Preis der Altschienen rechtfertigt ihre Verwendung als Kappen, daneben auch als Türstockbeine. Zu erwähnen ist noch, daß Altschienen vor der Benutzung als Grubenausbaustahl ausgeglüht werden müssen, damit ihre Sprödbruchempfindlichkeit, die durch eine Kaltverfestigung der Schienenköpfe bedingt ist, verringert wird.

Die *Rinnenprofile* gehen auf den beim Toussaint-Heintzmann-Profil zuerst verwirklichten Gedanken zurück, ein Profil zu schaffen, das gegen Knickung unempfindlich ist. Sie haben deshalb alle ein Verhältnis von W_x/W_y von rd. 1,0. Ursprünglich als Stahlprofil für Strebstempel gedacht, hat man aber bei Verwendung im Streckenausbau den Nachteil des geringen W_x in Kauf genommen, da sich die Rinnenform gut für eine nachgiebige Ausführung des Ausbaus eignet. Das TH-Profil (5) und das Glockenprofil (6) werden in Gestein- und Abbaustrecken, neuerdings auch zum Ausbau von großen Räumen verwendet. Das V-Profil von Künstler (7) wird vorwiegend im Abbaustreckenausbau benutzt. Die älteren TH-Profile waren paarige Profile, bei denen der Firstenbogen etwas kleiner war und sich in die Stoßbögen einlegte. Die neueren TH-Profile und auch die Glocken- und V-Profile sind Einprofile, d. h. Firsten- und Stoßbögen werden nach demselben Profil hergestellt. Dies hat Vorteile beim Walzen und ebenfalls beim Einbau und dem späteren Richten, so daß sowohl der Preis als auch die Richtkosten des Ausbaus geringer werden. Beim TH-Profil gleiten die Schenkel und die Außenwulste aufeinander, während beim Glockenprofil der Fa. Bergbaustahl die Rinnenschenkel und die Rinnenböden aufeinanderliegen. Sie werden gewalzt und unterscheiden sich dadurch vom V-Profil der Fa. Künstler, welches durch warmes Pressen und Biegen von Blechen hergestellt wird.

Kastenprofile (8) werden in verschiedenen Formen seit längerer Zeit schon beim Strebausbau für Stempel und Kappen gebraucht. Sie haben ein Verhältnis von W_x/W_y, das von 1—2,5 reichen kann, und sind deshalb gut geeignet für Knick- und Biegebeanspruchung. Im Streckenausbau werden sie erst seit 1948 eingesetzt,

und zwar weniger als Kappen, sondern als Stoßstempel. Wegen ihrer Form sind sie leicht als Senkstützen auszubilden. Sie sind teuer, da sie aus zwei Profilen geschweißt werden müssen. Auch ist das Richten geknickter Profile schwierig, unter Umständen unmöglich. Abgesehen von den Strebausbauprofilen werden Kastenprofile für den Streckenausbau von der Firma Usspurwies, von der GHH und der August Thyssen-Hütte hergestellt.

Der Vollständigkeit halber sei noch das *Rohrprofil* erwähnt, das zwar günstige Widerstandswerte hat, jedoch sonst wenig geeignet ist. Bei Verformung verliert es schnell seine Tragfähigkeit und knickt aus, auch kann es im Streckenausbau nur schwierig zu einem Bogen verbunden werden. Das Rohrprofil wird deshalb in Strecken verwendet. An Bedeutung gewinnt es in letzter Zeit im Strebausbau, wo es bei nicht Stahlreibungsstempeln, in besonderem Maße aber bei hydraulischen Stempeln benutzt wird. Im letzten Fall ist es das zweckmäßigste Profil.

d) Stein

α) *Allgemeines über die Baustoffe*

37. — Baustoffe. Die Mauerung setzt sich, abgesehen von der *trockenen Mauerung*, die aus unter oder über Tage gewonnenen Bruchsteinen hergestellt wird, aus Steinen und Mörtel zusammen. Die Steine können *Natursteine* (Bruch-, Hau- und Schnittsteine) oder *künstliche Steine* (Ziegel, Betonformsteine, Hüttensteine, Kalksandsteine usw.) sein. Der Mörtel seinerseits ist eine Mischung von Bindemittel und Sand, wobei je nach der Art des Bindemittels Luftmörtelbildner (Luftkalke i. w. S.) und Wassermörtelbildner (hydraulisch erhärtende Kalke und Zemente) unterschieden werden. Dem Mörtel kommt die Aufgabe zu, im frischen Zustand satte Lagerbette und Stoßfugen zu schaffen und nach seiner Erhärtung die Steine zu verbinden.

38. — Natursteine. Die 1000—4000 kg/cm² betragende Druckfestigkeit vieler Natursteine, z. B. von quarzitischen Sandsteinen, Grauwacken, von Basalt und Granit, könnte sie für Grubenausbauzwecke geeignet erscheinen lassen. Dem steht jedoch entgegen, daß sie in der Regel wesentlich teurer sind als Betonformsteine und daß sie wegen ihrer meist unregelmäßigen Form zur Herstellung eines Verbandes viel Mörtel benötigen, dessen Druckfestigkeit wesentlich unter derjenigen der Natursteine liegt. Hierdurch wird die Druckfestigkeit des Mauerverbandes sehr herabgesetzt. Auch sind zu Absplitterungen führende Kantenpressungen am inneren Umfang der Mauerung vielfach nicht zu vermeiden. Aus diesen Gründen ist Versuchen, Ruhrsandstein oder Basalt zum Ausbau von Strecken zu benutzen, kein Erfolg beschieden gewesen[1].

Von Erzgruben werden dagegen vielfach Natursteine, z. B. Basalt im Siegerland und Lahn-Dillgebiet, zum Ausbau der Erzrollen benutzt, wobei weniger die Druckfestigkeit als die Verschleißfestigkeit des Ausbaus eine Rolle spielt. Auch werden beim Streckenvortrieb gewonnene Bruchsteine für Bergemauern an den Stößen von Abbaustrecken verwendet sowie zur Ausfüllung von Holzkästen, die vielfach noch ein Bestandteil des Ausbaus von Abbaustrecken in flachgelagerten Steinkohlenflözen sind. Schließlich werden Bruchsteine zum Hinterpacken des Rahmenausbaus in Gestein- und Abbaustrecken benutzt.

39. — Künstliche Steine. Die wichtigsten künstlichen Steine sind die *Ziegelsteine*. Der Mauerziegel soll bei genügend festem Zusammenhalt und möglichst hoher Druckfestigkeit eine rauhe Oberfläche aufweisen, damit eine innige Verbindung von Stein und Mörtel stattfinden kann. Meist werden sie aus geringwertigeren Lehmen und Schiefertonen, deren Verunreinigung in Form von Eisenverbindungen die Rot- oder Braunfärbung beim Brennen bedingen, hergestellt. Da der Eisengehalt die Schmelztemperatur herabdrückt, können diese Steine kein scharfes Brennen vertragen und deshalb auch nicht die Festigkeit der gesinterten Tonsteine, der Klinker, erreichen, für deren Herstellung höherwertige Tone dienen.

[1] Braunsteiner: Betriebserfahrungen mit verschiedenen Ausbauarten in sehr druckhaften Hauptstrecken. Glückauf 1927 S. 925; — ferner Leinau: Der Basaltausbau im unterirdischen Streckenbetrieb. Bergbau 1928 S. 469; — ferner Dohmen: Der Ausbau großer Räume unter Tage. Essen: Verlag Glückauf 1949.

Nachstehende Tabelle zeigt die Mindestdruckfestigkeit der Mauerziegelarten nach DIN 105:

Gruppe	Druckfestigkeit kg/cm²
1. Ziegelarten mit Steinrohwichte von 1,2 kg/dm³	60—150
2. Ziegelarten mit Steinrohwichte von 1,4 kg/dm³	100—150
3. Sonstige Ziegelarten (Hochklinker usw.), Steinrohwichte von 1,6—1,8 kg/dm³*	150—350

Für Grubenausbauzwecke reichen im allgemeinen die Steine der Gruppen 1 und 2 aus.

Nach der neuen DIN 105 sind die Abmessungen der Steine so gewählt, daß ihre Aneinanderreihung unter Einberechnung der Mörtelfugen, deren Stärke im Mittel für Stoßfugen bei 12 mm und für Lagerfugen bei 10 mm liegen soll, die Länge von 1 m oder ein Vielfaches von einem Meter ergibt. Der deutsche Normalstein hat die Kantenlängen 52×115×240 mm (früher 65×120×250 mm). Die Stärke des Mauerwerkes wird nach der Zahl der Steine (in ihrer Längsrichtung gemessen) angegeben. Je nach Stärke des Mauerwerkes werden für 1 m³ Mauerung 540—570 Steine und 0,24—0,30 m³ Mörtel benötigt.

Für die Tragfähigkeit des Ziegelmauerwerks sind allgemeinverbindliche Werte nur schwer anzugeben, weil hier die Mörtelfestigkeit einen großen Einfluß ausübt. Nach den Normen für die Bauwirtschaft, die 8—10fache Sicherheiten berücksichtigen, dürfen die Druckspannungen bei Verwendung von Mörtel der Gruppe 2 und 3 die zulässigen Werte von 16 kg/cm² bei Vollziegeln und 30 kg/cm² bei Hochbauklinkern nicht überschreiten.

Die in großem Umfange verwendeten Betonformsteine werden in Ziff. 73ff. besprochen.

β) Mauerung im allgemeinen

40. — Ausführung der Mauerung. Beim Mauern ist darauf zu achten, daß der Stein auf allen Seiten vom Mörtel umhüllt ist und daß bei wenig feuchtem Gebirge die Steine vor der Vermauerung durch Eintauchen in ein Wasserbad mit

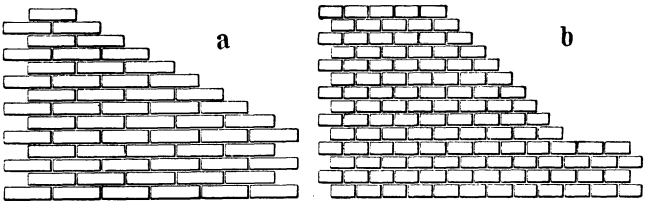


Abb. 355 a u. b. Einfache Mauerverbände.
a Läuferverband; — b Binderverband

Wasser gesättigt werden, damit sie später auf Grund ihrer Porosität dem Mörtel kein Wasser entziehen können. Ferner müssen die Steine in einem Verband derart zusammengefügt werden, daß eine gleichmäßige Verteilung der Fugen erreicht und jeder Teil des Mauerwerks mit gleichmäßigen Druckspannungen belastet wird.

Man unterscheidet dabei die in der Richtung der Mauerwand und die quer zu dieser Richtung gelegten Steine und bezeichnet die ersten als *Läufer*, die letzteren als *Binder*. So stellt Abb. 355a eine nur aus Läufern (Schornsteinverband), Abb. 355b eine nur aus Bindern aufgemauerte Wand dar. Der Binderverband wird z. B., sofern man mit einer Wandstärke von nur einem Stein auskommt, beim Aus-

* Frostbeständigkeit gefordert.

mauern von Schächten angewendet, da sich durch ihn eine gute Rundung erzielen läßt. Für geradstirnige Mauern (Scheibenmauern) kommt er nur dann in Betracht, wenn geringe Festigkeit genügt. Dagegen erzielt man feste Verbände durch den Wechsel von Läufern in der einen Schicht und Bindern in der anderen. Als wichtigste Ausführungen seien hier angeführt der *Blockverband* (Abb. 356) und der *Kreuzverband* (Abb. 357). Die Abbildungen lassen erkennen, wie bei beiden die senkrecht übereinanderliegenden Steine kreuzartige Bilder ergeben, und zwar haben, wie die punktierten Stellen deutlich machen, beim Blockverband je zwei dieser Kreuze einen Balken gemeinsam, während sie beim Kreuzverband durch eine Läuferreihe voneinander getrennt sind. Der Unterschied beruht darauf, daß beim Kreuzverband in jede zweite Läuferreihe vorn ein halber Stein eingelegt ist. Die verschiedene Art der Abtreppung am freien Ende (beim Blockverband unregelmäßig, beim Kreuzverband regelmäßig) ist ebenfalls aus den Abbildungen zu entnehmen. Weiterhin lassen die linken Hälften der Abbildungen den Verlauf der gebrochenen Linie (Verzahnung) erkennen, nach der das neu anzuschließende Mauerwerk in das bereits fertiggestellte eingreift; diese Linie ist beim Blockverband einfacher als beim Kreuzverband. Der Kreuzverband ist wegen der gleichmäßigeren Verteilung der Fugen widerstandsfähiger.

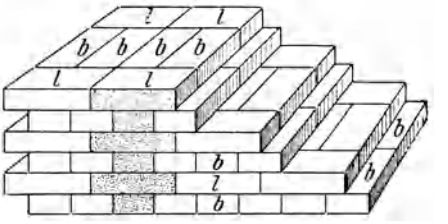


Abb. 356. Blockverband.
b Binder; — *l* Läufer

Das Mauerwerk soll stets einen guten Anschluß an das Gebirge erhalten, damit es bei Gebirgsdruck nicht in Hohlräume ausweichen kann und zerstört wird. Hohlräume hinter der Mauerung sind daher gut und gleichmäßig auszufüllen.

Die trockene Mauerung, die am besten mit regelmäßigen Schiefer- und Sandschieferstücken hergestellt werden kann, ist so auszuführen, daß möglichst enge Fugen und nur kleine Hohlräume verbleiben. Hohlräume sind durch kleinere Steine derart auszufüllen, daß durch Keilwirkung eine zusätzliche Verspannung erreicht wird.

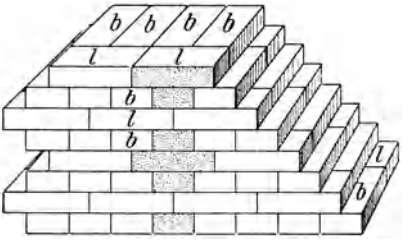


Abb. 357. Kreuzverband.
b Binder; — *l* Läufer

41. — Luftmörtelbildner. Für die Herstellung von Luftmörtel werden als Bindemittel die *Luftkalke* verwendet. Diese sind dadurch gekennzeichnet, daß sie nach dem Anmachen oder „Löschen" mit Wasser, wobei Kalkhydrat entsteht, durch Aufnahme von CO_2 aus der Luft erhärten *(Karbonaterhärtung)*. Eine Verfestigung tritt also nur an der Luft auf, nicht unter Wasser.

Bei den Luftkalken unterscheidet man den *Weißkalk*, der aus möglichst reinem $CaCO_3$, und den *Dolomitkalk*, der aus dolomitischen Kalkgesteinen ($CaCO_3 \cdot MgCO_3$) durch Brennen unterhalb der Sintergrenze hergestellt wird, ohne daß eine vorherige Feinmahlung stattgefunden hat. Als Ergebnis des Brennvorgangs bildet sich CaO oder ein Gemenge von CaO und MgO und Silikatbildnern.

Je nach dem MgO-Gehalt löscht der Dolomitkalk mehr oder weniger träger als der Weißkalk. Er ist zwar nicht so ausgiebig wie der Weißkalk, zeichnet sich vor ihm aber durch größere Beständigkeit gegen Wasser aus.

Entsprechend dem Anteilverhältnis des Mörtels an Kalk und Zuschlagstoffen (meist Sand) unterscheidet man „fetten" und „mageren" Mörtel. Hierbei hat der Sand die Aufgabe, ein festes Gerüst im Mörtel zu schaffen, die Verringerung des Schwindens des Mörtels an der Luft und schließlich eine größere Oberfläche

für die Reaktion zwischen Kalk und Kohlensäure zu bewirken. In der Regel wird ein Mischungsverhältnis von 1 Teil Kalk und 3—4 Teilen Sand gewählt.

Da die Grubenmauerung in den meisten Fällen mit der Gebirgsfeuchtigkeit zu rechnen hat, findet für sie der reine Luftkalk kaum Verwendung. Zumeist wird ein Anteil an hydraulisch erhärtenden Bindemitteln zugegeben, mit Rücksicht auf den höheren Preis jedoch nur in geringen Mengen.

42. — Wassermörtelbildner[1]. Zu diesen Bindemitteln gehören die hydraulisch erhärtenden Kalke und die Zemente im weitesten Sinne. Sie enthalten Kalk, Kieselsäure und Tonerde, die durch Aufnahme von Wasser in wechselseitige Verbindungen (Kalk-Tonerde-Hydrosilikate) eintreten und nach Beendigung der Umsetzung sehr hohe Festigkeiten erlangen. Die Bildung eines wasserhaltigen Kalktonerdesilikates ist bei der Erhärtung mit Erwärmung verknüpft. Der Wasserzusatz darf nicht übertrieben werden, weil das Bindemittel sonst nicht mehr erstarrt. Die hydraulisch erhärtenden Kalke nehmen eine Mittelstellung zwischen den Luftkalken einerseits und den Zementen andererseits ein, weil sie neben dem hydraulischen Erhärtungsvermögen noch die Karbonaterhärtung aufweisen. Wie alle hydraulischen Bindemittel haben die Zemente die Fähigkeit, unter Wasser und an der Luft zu erhärten; natürlich tritt bei ihnen keine Karbonaterhärtung ein.

Die *hydraulisch erhärtenden Kalke*[2] sind Baukalke, die auf Grund ihrer hydraulischen Erhärtungsfähigkeit nach einer entsprechend langen Lagerung an der Luft auch unter Wasser zu erhärten vermögen und raschere und höhere Festigkeiten als Luftkalke erreichen. Diese Wirkung beruht auf ihrem Gehalt an löslichen sauren Bestandteilen, die als lösliche, reaktionsfähige Kieselsäure, Tonerde und Eisenoxyd vorliegen. Die hydraulisch erhärtenden Kalke werden aus Kalksteinmergel durch Brennen unterhalb der Sintergrenze hergestellt. Zu ihnen gehören in der Reihenfolge nach ihrem Gehalt an löslichen sauren Bestandteilen der *Wasserkalk*, der träge löscht, aber bei Zusatz von Wasser ganz zu Pulver zerfällt, der *hydraulische und hochhydraulische Kalk*, der bei Zusatz von Wasser nur teilweise zerfällt und Druckfestigkeiten von 40—80 kg/cm² erreicht, sowie schließlich der *Romankalk*, der nicht zerfällt und durch einen frühzeitigen Erstarrungsbeginn gekennzeichnet ist.

Seit langer Zeit ist der *Traß* als ein sehr wirksamer Zuschlagstoff zum Luftkalk, hydraulischen Kalk und Zement bekannt. Er ist ein Trachyttuff, der in Deutschland große Ablagerungen im Rheintal (bei Brohl, Andernach usw.) bildet und im wesentlichen aus Kalk und Kieselsäure besteht, wobei letztere im aufgeschlossenen Zustand vorliegt, ein Brennen sich also erübrigt. Gemahlener Traß ergibt mit gelöschtem Kalk ein Bindemittel, das sowohl an der Luft als auch unter Wasser zu erhärten vermag. Weiterhin findet er als *Traßzement*, einer Mischung aus 30 Gew.-% Traß und 70 Gew.-% Portlandzement Verwendung (DIN 1167). Traßzement wird vorzugsweise zu massigen Bauwerken, besonders des Wasserbaus, verwendet, weil er gegen säure- und salzhaltige Wässer weniger empfindlich ist und die Wasserdichtigkeit des Zementes erhöht.

Die Mörtelbildner, die für die Mauerung unter Tage in erster Linie und in vielen Fällen ausschließlich verwendet werden, sind die *Zemente*, da sie sehr hohe Festigkeitswerte erreichen und sowohl an der Luft als auch unter Wasser fest werden.

Man unterscheidet nach ihrer stofflichen Zusammensetzung *Portland-*, *Eisenportland-* und *Hochofenzement* und nach ihrer Güte *Zement 225*, *Zement 325* und *Zement 425*. Die Zahlen entsprechen den gewährleisteten Druckfestigkeiten in kg/cm² nach 28 Tagen Wasserlagerung. Die Zemente werden durch Feinmahlen der Rohstoffe und anschließendes Brennen bis zur oder bis über die Sintergrenze hergestellt. Die erhaltenen Zementklinker werden zu Zementmehl vermahlen. Die Feinmahlung begünstigt die chemische Umsetzung des Zementes mit Wasser. Auch wird der Zementverbrauch durch die Möglichkeit einer besseren und gleichmäßigeren Verteilung des Zementes in den Zuschlagstoffen herabgesetzt.

Von den Zementen wird außer der Mahlfeinheit eine in DIN 1164 festgelegte Raumbeständigkeit und die Zeit der *Erstarrung*[3] festgelegt, die frühestens 1 Stunde

[1] Vgl. Betonkalender 1954, Berlin: W. Ernst & Sohn.

[2] Vgl. Entwurf zu DIN 1060 v. Juni 1952.

[3] Der Begriff „erstarren" ist an Stelle des früher üblichen „abbinden" getreten.

nach dem Anmachen einsetzen und spätestens 12 Stunden danach beendigt sein soll. Ebenfalls sind die Festigkeiten während des Erstarrens festgelegt (vgl. DIN 1164):

Mörtelfestigkeit in kg/cm² nach Wasserlagerung von:	1 Tag	3 Tagen	7 Tagen	28 Tagen
Zement 225: Biegezug	—	—	25	50
Druck	—	—	110	225
Zement 325: Biegezug	—	30	40	60
Druck	—	150	225	325
Zement 425: Biegezug	25	50	60	70
Druck	100	300	360	425

Zu den Zementen ist im einzelnen folgendes zu sagen:

a) *Portlandzement.* Dieser Zement wird durch Feinmahlen von Portlandzementklinkern hergestellt, die durch Brennen von Mischungen ton- und kalkhaltiger Stoffe gewonnen worden sind.

b) *Eisenportlandzement.* Der Eisenportlandzement wird durch gemeinsames Feinmahlen von 70 Gew.-% Portlandzementklinkern und höchstens 30 Gew.-% schnell gekühlter Hochofenschlacke hergestellt. Die als Zusatz dienenden Hochofenschlacken sind kalktonerdesilikatische Schmelzen, die beim Hochofenbetrieb anfallen.

c) *Hochofenzement.* Gegenüber dem Eisenportlandzement zeichnet sich dieser dadurch aus, daß er zu 15—69 Gew.-% aus Portlandzementklinkern und zu 85 bis 31 Gew.-% aus Hochofenschlacke bestehen kann. Da sein Kalkgehalt 55 Gew.-% nicht übersteigen soll, ist er wesentlich saurer als Eisenportlandzement und aus diesem Grunde unempfindlicher gegen aggressive Grubenwässer. Auch erhärtet er schneller als dieser in Salzlösungen und neigt auch bei höherem MgO-Gehalt nicht so stark zum Treiben.

Eisenportland- und Hochofenzement werden unter dem Begriff *Hüttenzemente* zusammengefaßt. Als *Sonderzemente* werden Zemente bezeichnet, für die in Deutschland noch keine Normen bestehen. Hierzu gehören die in Frankreich weit verbreiteten, aus Bauxit hergestellten *Tonerdezemente.*

Das Festwerden des Zementes wird in zwei Stufen unterteilt: in das *Erstarren*, d. h. den Übergang aus dem breiigen in den festen Zustand, und in das *Erhärten*, d. h. die endgültige Verfestigung. Je nach der Zeitdauer nach dem Anmachen, nach der der Erstarrungsvorgang beginnt, unterscheidet man *Schnellbinder* (Beginn des Erstarrens nach 5—20 Minuten) und *Normalbinder* (Beginn der Erstarrung frühestens nach 1 Stunde). Das Erstarren darf höchstens 12 Stunden (DIN 1164) dauern. Die Zeit bis zur endgültigen Verfestigung ist bei den einzelnen Zementarten verschieden; jedoch kann im allgemeinen nach 28 Tagen die Erhärtung im wesentlichen als abgeschlossen betrachtet werden.

Vom Feuchtigkeitsgrad des Gebirges hängt es ab, ob Schnell- oder Normalbinder verwendet werden. Je feuchter die Gebirgsstöße sind, um so schneller erstarrenden Mörtel wird man benutzen, um der Gefahr der Auswaschung des Zementes durch zufließendes Wasser zu begegnen. Auch wird man bei unruhigem Gebirge solche Zementsorten bevorzugen, die schon früh eine hohe Festigkeit erreichen.

43. — Mörtel. Mörtel sind Gemenge aus *Bindemittel* und *Zuschlagstoffen*, die mit einer *Flüssigkeit* zu einer entsprechend dem Verwendungszweck verarbeitbaren Masse angemacht werden. Als Zuschlagstoffe finden vor allem Natursande oder Brechsande aus natürlichen Gesteinen Verwendung. Der Sand soll scharfkantig sein und eine reine Oberfläche aufweisen. Abschlämmbare Stoffe, ob als Haftkorn am verwendeten Sand oder in zusitzenden Grubenwässern, sind zu entfernen, weil sie einerseits die Bindefähigkeit zwischen Zement und Sand beeinträchtigen, andererseits durch ihre große Oberfläche zu einem wesentlich größeren Zementverbrauch führen. Deshalb ist schlammhaltiger Sand durch Entschlämmen zu reinigen. Auch an den Mauersteinen haftende Schlammteile sind vor der Ver-

mauerung zweckmäßig abzuspülen, wenn eine Mauerung mit besonderen Festigkeits- oder Dichtigkeitsansprüchen hergestellt werden soll.

Einige für Zementmörtel wichtige Zahlen sind in nachstehender Zahlentafel zusammengestellt. Wie die Zahlentafel erkennen läßt, können Angaben über Raumteilmischungsverhältnisse keinen Anspruch auf Genauigkeit erheben. Ein genaues Mischungsverhältnis stützt sich auf das Gewicht, wobei die Zumessung des Zements dadurch erleichtert wird, daß ein Sack Zement 50 kg wiegt.

Mischung nach Gewichtsteilen	Bedarf an				Mischung nach Raumteilen
	Zement in		Kiessand in kg		
Zement : Sand	kg	l	trocken	3% Feuchte	Zement : Sand
1 : 1,5	700	585	1050	1080	1 : 1,2 bis 1 : 1,6
1 : 2,0	590	490	1180	1215	1 : 1,6 „ 1 : 2,0
1 : 3,0	455	380	1365	1406	1 : 2,4 „ 1 : 3,2
1 : 4,0[1]	370	310	1480	1522	1 : 3,2 „ 1 : 4,2

Den Wasserzusatz wählt man im allgemeinen nach Faustregeln. Auch spielt die Feuchtigkeit des Gebirges bei dessen Bemessung eine Rolle. Sollen durch die Mauerung zusitzende Wässer zurückgehalten werden, so ist die erforderliche Dichtigkeit durch einen größeren Zementanteil, als er in den Tabellen angegeben ist, zu erreichen. Bei Arbeiten im Salzgebirge muß der Zementmörtel mit Lauge statt mit Wasser angerührt werden, weil das Wasser sonst das Salz anfrißt und so Undichtigkeiten schafft.

44. — Magnesitbinder. Kaustisch gebrannter Magnesit ist ein aus natürlich vorkommendem Magnesit ($MgCO_3$) oder aus anderen in der Natur vorkommenden Magnesiumsalzen erbranntes Bindemittel. Es kommt in feiner Aufmahlung in den Handel und hat die Eigenschaft, beim Anmachen mit $MgCl_2$-Lösung oder entsprechend konzentrierten Lösungen anderer Salze zweiwertiger Metalle, z. B. $MgSO_4$, steinartig zu erhärten.

Als Bindemittel für Grubenausbauzwecke hat er im Salzbergbau große Bedeutung erlangt, weil er im Gegensatz zu anderen Zementen gegen Lösungen von KCl, $MgSO_4$, $MgCl_2$ u. dgl. unempfindlich ist. Er wird außer zur gewöhnlichen Mauerung auch zu Betonierungsarbeiten und zur Ausfüllung von Spalten im Gebirge (s. Abschn. „Die Versteinungsverfahren") benutzt. Magnesit erlangt erhebliche Widerstandskraft gegen Druck- und Zugbeanspruchung sowie gegen Feuereinwirkung, ist aber nicht vollkommen wasserunlöslich. Magnesitmörtel sind nach DIN 273 genormt.

e) Beton

45. — Überblick. Reiner Zement wird nur in Ausnahmefällen, z. B. beim Schachtabteufen oder Schachtdichten, verwendet. Im übrigen gebraucht man für den Grubenausbau Mischungen von Zement mit Zuschlagstoffen, die unter der Bezeichnung Beton zusammengefaßt werden. Der Beton kann an der Verbrauchsstelle vor Ort hergestellt und naß eingebracht werden: *Ortbeton, Frischbeton.* Oder er wird über Tage in Formen zu Steinen verschiedener Gestalt verarbeitet, die dann als *Betonformsteine* trocken und fertig zum Einbau in die Grube geliefert werden. Diese haben den Vorteil, daß sie sofort nach ihrem Einbringen Beanspruchungen des Gebirgsdruckes aufnehmen können, während dieses bei weich eingebrachtem Beton erst nach dessen Erhärtung möglich ist. Zugleich sei betont, daß monolithischer Beton in jeder Form in erster Linie nur Druck aufnehmen kann und nur sehr geringen Zug- und Biegebeanspruchungen gewachsen ist. Die Güteklassen des Betons umfassen B 50 bis B 600, d. h. die Würfelfestigkeit dieser Betonsorten liegt zwischen 50 und 600 kg/cm².

46. — Betonmischungen. Als Betonzuschlagstoffe kommen natürliche und künstliche Stoffe in Betracht, die bei ausreichender Festigkeit die Erhärtung des

[1] Die in der letzten Zeile angegebene Mischung erreicht nach DIN 1053 eine Festigkeit von rd. 100 kg/cm², die Mischungen der vorhergehenden Zeilen entsprechend höhere Werte.

Betons nicht stören und auch eine genügende Haftung mit dem Zement verbürgen. Von den *Zuschlägen* sind die *Zusatzstoffe* oder *Zusatzmittel* zu unterscheiden, die dem Beton besondere Eigenschaften verleihen. Sie werden unter Ziff. 47 behandelt.

Je nach der herzustellenden Betongruppe — Schwerstbeton, gewöhnlicher Beton (Schwerbeton), Leichtbeton — müssen Zuschläge verschiedener Porosität, Wichte und Korngrößenzusammensetzung gewählt werden. Im Bergbau handelt es sich ausschließlich um gewöhnlichen Beton (Schwerbeton), so daß nur die hier gebräuchlichen Zuschlagstoffe erwähnt werden.

Die Benennung der Zuschlagstoffe ist oft nicht klar, weil verschiedene Begriffe den Stoff sowohl nach seiner petrographischen Beschaffenheit als auch nach seiner Korngröße kennzeichnen: z. B. Sand, Kies. Nach DIN 1045 werden die Korngrößen in den nachstehend wiedergegebenen Gruppen zusammengefaßt:

Korngröße mm	Bezeichnung	
	Natürliche Stoffe	Zerkleinerte Stoffe
—1	Betonfeinsand	Beton- } fein
1—7	Betongrobsand	brechsand } grob
7—30	Betonfeinkies	Betonsplitt
30—70	Betongrobkies	Betonsteinschlag (Schotter)

Betonkiessand ist ein Gemenge von Betonsand und Betonkies.

Diese Begriffe sagen nichts aus über die petrographischen Eigenschaften der Zuschläge. Man wird natürlich Gesteine mit hohen Festigkeiten wählen. Die im fließenden Wasser aufbereiteten Gerölle eignen sich infolge der natürlichen Auslese nach der Festigkeit sehr gut für die Betonherstellung. Auch gebrochenes Gut von festem Sandstein, Granit, Basalt u. dgl. wird verwendet, weil die rauhe Oberfläche und die Scharfkantigkeit einen festen Zusammenhalt garantieren. Außer diesen natürlichen werden zuweilen auch künstliche Rohstoffe, wie z. B. Hochofenschlacke, Klinkerbruch usw., benutzt.

Die *Kornzusammensetzung* der Zuschlagstoffe spielt eine große Rolle für die Verdichtungswilligkeit und für den Wasserbedarf des Frischbetons sowie für die Festigkeit des erhärteten Betons. FULLER hat für den Bereich von 0—30 mm Korngröße eine Sieblinie aufgestellt, die angibt, wie hoch der prozentuale Gewichtsanteil der einzelnen Korngrößen am Gesamtzuschlagstoff im Idealfall sein soll. Die zu einem bestimmten Grobkorn (D) gehörigen Gewichtsanteile (A) der feineren Kornklassen (d) werden nach der Formel $A = 100\sqrt{\frac{d}{D}}$ (%) berechnet. Abb. 358 zeigt die Fullerkurve für einen Zuschlagstoff mit 30 mm Grobkorn. Danach beträgt der Siebdurchgang auf dem 30 mm-Sieb 100%, auf 15 mm-Sieb 70%, auf dem 5 mm-Sieb 40% usw.

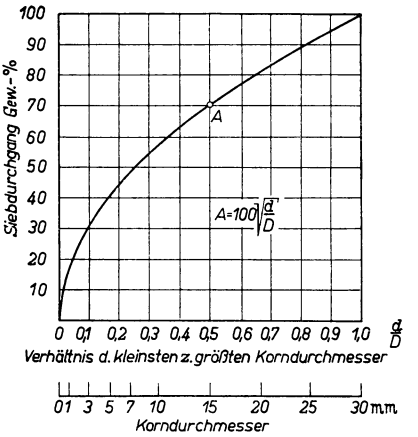


Abb. 358. Sieblinie für Betonzuschlagstoffe nach FULLER

Die Mischung der Zuschlagstoffe nach dieser Idealkurve ist in der Praxis schwierig, da die vorhandenen Zuschlagstoffe meist nicht dieser Kornzusammensetzung entsprechen. Durch Siebung mit Sieböffnungen von 0,2, 1, 3, 7, 15 und 30 mm werden daher die zu den Kornklassen gehörigen Siebrückstände bestimmt und mit der in DIN 1045 vorgeschriebenen Kornzusammensetzung verglichen, so

daß die entsprechenden Zusätze festgelegt werden können. Ein anderer Weg besteht darin, die Zuschlagstoffe in getrennten Kornklassen anliefern zu lassen und auf der Verbrauchsstelle erst in der gewünschten Zusammensetzung zu mischen. Dadurch ist die Möglichkeit gegeben, die Anteile der einzelnen Kornklassen schnell zu ändern, u. U. mit Ausfallkörnungen zu arbeiten. Um bei Schwerbeton eine große Dichte und hohe Festigkeit zu erzielen, kann die Kornabstufung nach Abb. 359 angenommen werden, die den äußeren Porenraum des Betons gering hält. Oft haben natürliche Kiessande diese Sieblinie. Demgegenüber kann auch ein Zuschlagstoff mit unstetiger Kornabstufung einen festen Beton ergeben, wenn gewisse Korngrößen bewußt ausgelassen werden. Die obere Korngröße der Betonzuschlagstoffe soll im allgemeinen nicht größer als 60—70 mm gewählt werden.

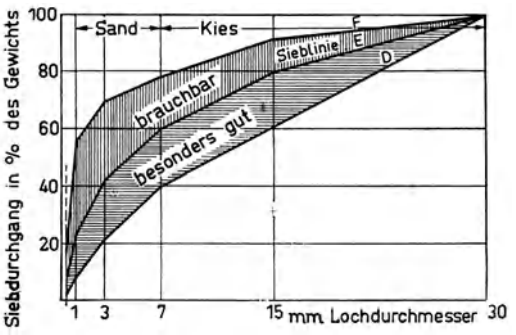


Abb. 359. Genormte Sieblinien für Betonzuschlagstoffe

Wie beim Mörtelsand ist auch bei den Betonzuschlägen auf die Fernhaltung von Stoffen zu achten, die das Erhärten oder die Festigkeit des Betons beeinträchtigen. Als solche sind einmal Lehm, Ton und ähnlich aufschlämmbare Stoffe zu nennen, die dann besonders schädlich sind, wenn sie an den Zuschlägen festhaften. Ein Gehalt von 3 Gew.-% aufschlämmbarer Stoffe mit einer Korngröße unter 0,02 mm ist noch zulässig. Außerdem sind organische humusartige Stoffe, Kohlenteile, vor allem aber auch Schwefelverbindungen schädlich, weil diese bei Wasserzutritt den Beton chemisch angreifen. In ähnlicher Weise vermag gebrannter Kalk, z. B. in Hochofenschlacke, wenn er bei Wasserzutritt nachlöscht, durch Volumenvermehrung Schäden im Beton hervorzurufen. Als Anmachwasser, das die Hydratation und Erhärtung des Betons einleitet, sind die meisten natürlichen Wässer geeignet, wenn von stark verunreinigten Wässern abgesehen wird. Es ist zu beachten, daß Wasser, welches als Grundwasser, Flußwasser usw. dem erhärteten Beton schädlich sein kann, als Anmachwasser in vielen Fällen brauchbar ist. Öliges Wasser und solches mit Huminsäuren beeinträchtigt auf jeden Fall die Betonfestigkeit und ist zum Anmachen ungeeignet.

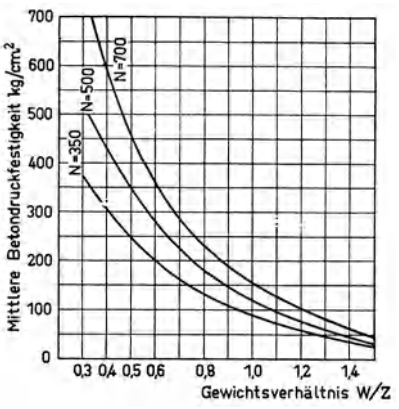


Abb. 360. Betondruckfestigkeit in Abhängigkeit vom Wasser-Zement-Verhältnis

Neben Kornzusammensetzung, Kornform und Zementart übt der *Wasserzusatz* einen großen Einfluß auf die Frischbetonsteife aus, die für die Verarbeitbarkeit des Betons von Bedeutung ist. Die Höhe des Wasserzusatzes oder, genauer ausgedrückt, des Wasser-Zement-Verhältnisses w/z ist weiterhin ein wirksamer Faktor zur Beeinflussung der Betonfestigkeit (Abb. 360)[1]. Das Verhältnis w/z wird nach Gewichten bestimmt. Es sollte möglichst gering gehalten werden und liegt je nach dem Einfluß der anderen Faktoren im allgemeinen in den Grenzen zwischen 0,3 und 0,6.

[1] Nach HUMMEL: Das Beton-ABC. Berlin: Ernst & Sohn 1951.

Werden beim Beton alle übrigen Einflußgrößen konstant gehalten, so steigt die Betonfestigkeit, wie Abb. 361 erkennen läßt[1], etwa linear mit der Erhöhung des Zementzusatzes an. Hatte z. B. ein Beton mit 300 kg Zement/m³ eine Festigkeit von 190 kg/cm² (= 100 %), so wird er unter Berücksichtigung der schraffierten

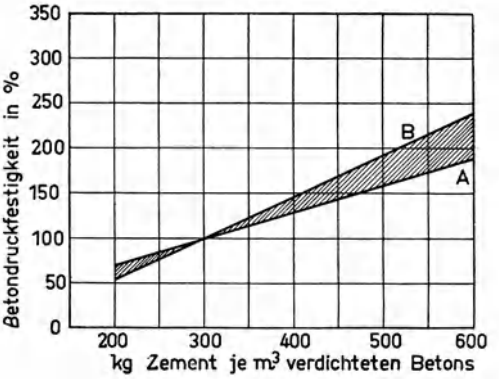


Abb. 361. Betonfestigkeit in Abhängigkeit von der Zementmenge

Keilfläche bei einem Zementzusatz von 400 kg/m³ eine Festigkeit von 250 bis 280 kg/cm² (= 130—145 %) erreichen.

Der zu den Festigkeiten und den Zementzusätzen nach Abb. 361 erforderliche Baustoffbedarf zur Herstellung von 1 m³ Beton kann aus folgender Tabelle entnommen werden:

Bedarf an				Mischungsverhältnis von	
Zement		Kiessand in kg		Zement : Zuschlägen	
kg	l	trocken	3% Feuchte	Raumteilen	Gewichtsteilen
500	416	1600	1650	1 : 2,0 bis 2,4	1 : 3,2
400	330	1720	1770	1 : 2,7 „ 3,2	1 : 4,3
350	291	1780	1840	1 : 3,2 „ 3,8	1 : 5,1
300	250	1830	1880	1 : 3,8 „ 4,6	1 : 6,1
240	200	1870	1920	1 : 4,9 „ 5,8	1 : 7,8
200	167	1920	1980	1 : 6,0 „ 7,2	1 : 9,6

Abb. 361 und obige Tabelle gelten für übertägige Erstarrungsbedingungen, die gelenkt und bei der Planung berücksichtigt werden können.

Man wird jedoch nicht fehlgehen, wenn für Betonierungsarbeiten im Grubenbetrieb mit einem von Fall zu Fall festzulegenden Sicherheitszuschlag gearbeitet und damit den besonderen Verhältnissen Rechnung getragen wird.

47. — Erzielung besonderer Eigenschaften bei Mörtel und Beton. Durch verschiedene Zusatzmittel können die Eigenschaften sowohl des Frischbetons als auch des Festbetons besonderen Verhältnissen angepaßt werden. Zu beachten ist allerdings, daß nicht alle Zemente auf die Zusatzmittel ansprechen. Hierzu gehören der Tonerdezement und der Sulfathüttenzement. Da sich sehr viele solcher Zusatzmittel im Handel befinden, können hier nur typische und in ihrer Wirkungsweise zusammengefaßte Erwähnung finden.

Zunächst ist durch Zugabe gewisser Salze die *Erstarrungszeit* zu beeinflussen[2]. Borax, Kupferchlorid und Kupfersulfat wirken verlangsamend, während Chlor-

[1] Betonkalender 1954 S. 118.

[2] HÜTTER, A.: Der Einfluß von Zusatzmitteln zum Beton auf die Erstarrungszeiten, die Wasserdurchlässigkeit, die Verarbeitbarkeit und die Festigkeiten bei Frosteinwirkung. Bauplanung u. Bautechn. 1952 S. 513.

kalzium, Eisenvitriol, Eisen- und Aluminiumchlorid (Sika 2 und 3, Tricosal) u. a. den Erstarrungsvorgang beschleunigen. K_2SO_4, NaCl und Na_2SO_4 wirken in größeren Mengen beschleunigend, in geringen verlangsamend. Die Wirkung des Tricosals z. B. beruht auf einer chemischen Verbindung mit der Zementmasse. Es enthält organische Natriumsalze, die in hochkonzentrierter wäßriger Lösung als Kolloide dem Anmachwasser zugesetzt werden und infolge ihres kolloidalen Verhaltens nicht nur die Quellfähigkeit des Zements steigern, sondern auch mit etwa drei Viertel der Menge des sonst erforderlichen Wassers auszukommen gestatten und daher dem Zementmörtel auch größere Festigkeit und Haftfähigkeit verleihen.

Wichtig für den Grubenbetrieb ist oft die *Wasserdichtigkeit* von Mauerwerk und Beton. Sie läßt sich in vielen Fällen durch Glätten mit hochwertigem Zement an der Innenseite des Mauerwerks erreichen. Auch kann man das Mauerwerk mit Teer und Pechverbindungen oder asphalthaltigen Stoffen, deren es eine große Zahl gibt und die auch im Wasserbau Verwendung finden, bestreichen. Zusätze von Weißkalk, Traß und Thurament verstopfen die Poren des Betons, während die Erzielung der Wasserundurchlässigkeit mit Mitteln wie Ceresit, Sika, Tricosal, Bitumenemulsionen u. a. auf deren wasserabweisenden Eigenschaften beruht. So haben Versuche mit Tricosal an Platten, die aus Zementmörtel vom Mischungsverhältnis 1 : 3 hergestellt waren, ergeben, daß der mit Tricosal behandelte Mörtel bei 12 atü nur 0,3 g Wasser durchtreten ließ, während ohne Tricosalzusatz schon bei 2 atü ein Wasserdurchtritt von 10,4 g festgestellt wurde. Auch gute Kornzusammensetzung der Zuschlagstoffe sowie Einrütteln des Betons zwecks Vergrößerung der Frischbetondichte bieten die Möglichkeit der Erhöhung der Wasserdichtigkeit.

Betonschädlich sind aggressive Wässer, die gar keine oder sehr wenig gelöste Bestandteile, freie Säuren, Sulfate sowie Magnesium- und Ammoniumsalze enthalten. Zumeist greifen sie den Kalk an oder es entstehen, wie z. B. bei Sulfaten, durch Wechselwirkung von CaO und Al_2O_3 des Zementes mit Sulfaten stark kristallwasserhaltige Ca-Al-Sulfate oder Gips, die durch ihre Quellung den Beton oder den Mörtel sprengen. In diesen Fällen benutzt man die kalkärmeren Hüttenzemente oder Sulfathüttenzement, oder man wendet solche Lösungen an, die den freien Kalk in widerstandsfähige Verbindungen umwandeln.

Auch ist fließendes Wasser wesentlich gefährlicher als stehendes, weil eine ständige Erneuerung der schädigenden Bestandteile stattfindet.

Eine Verbesserung der *Verarbeitbarkeit* des Betons kann wiederum durch Zusatz von Feinsand, Traß, Baukalk, Kieselgur u. a. erreicht werden, weil sie die Frischbetone geschmeidiger machen und das Einbringen erleichtern.

Der Einfluß des *Frostes* auf das Erstarren und Erhärten ist für den Betonausbau oder die Mauerung im Grubenbetrieb im allgemeinen ohne Bedeutung. Nur beim Ausbau von Gefrierschächten wirken Temperaturen unter 0° C ein. Hierüber ist im Abschnitt „Schachtabteufen" Näheres mitgeteilt worden.

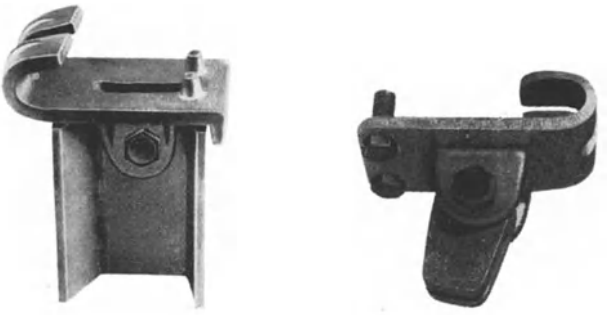
B. Der Ausbau in Gesteinstrecken

a) Der Ausbau in Holz und Stahl

48. — Allgemeines. Gesteinstrecken unterscheiden sich von Abbaustrecken durch ihre wesentlich höhere Lebensdauer, die meist viele Jahrzehnte beträgt, sowie in vielen Fällen durch ihren größeren Querschnitt, der bei den Hauptstrecken der westdeutschen Steinkohlenzechen 12 bis 15 m^2, in immer zahlreicheren Fällen aber auch mehr beträgt. Im Erzbergbau ähnelt der Querschnitt der Gesteinstrecken vielfach dem der Ortsquerschläge des Steinkohlenbergbaus, beträgt also 8—10 m^2. In zahlreichen Fällen, insbesondere auf Gruben mit hoher Förderung, sind aber auch hier größere Querschnitte üblich. Die längere Lebensdauer und der vielfach größere Querschnitt bewirken, daß der Ausbau in Gesteinstrecken

widerstandsfähiger, also „schwerer" sein muß als in Abbaustrecken. Hierin liegt auch der Grund für die zunehmende Verwendung von Stahl. Andererseits kann man auch bei größerer Standfestigkeit des Gebirges, in dem die Gesteinstrecken aufgefahren werden, ganz ohne Ausbau auskommen. Dies ist im Erzbergbau und auf einigen Magerkohlengruben des Ruhrgebietes möglich. Schließlich ist ein dritter wichtiger Unterschied zu den Abbaustrecken zu erwähnen. Da sich der Abbauraum nicht unmittelbar an die Gesteinstrecken anschließt, spielt in ihnen die Absenkung des Hangenden nur eine geringe Rolle. Der Ausbau braucht daher entweder gar nicht oder nur beschränkt nachgiebig zu sein. Dies ist auch deshalb günstig, weil die Gesteinstrecken zur Erfüllung ihrer Aufgaben, der Wetterführung und Förderung, auf lange Zeit ihren ursprünglichen Querschnitt beibehalten sollen.

49. — Der Türstock. Wegen seines im Vergleich zu anderen Ausbauarten verhältnismäßig niedrigen Preises wird der Türstock auch in Gestein-



a b

Abb. 362 a u. b. Starrer (a) und gelenkiger (b) Kappschuh der Fa. Rothe Erde

strecken angewandt, wenn der Gebirgsdruck gering ist und der Streckenquerschnitt 10 m² nicht wesentlich übersteigt.

Der *hölzerne Türstock*, der in Ziff. 84 ff. näher beschrieben ist, setzt im allgemeinen einen noch geringeren Querschnitt als 10 m² voraus. Er findet sich im Erzbergbau noch häufig, im Steinkohlenbergbau dagegen immer weniger, da er wegen seiner ungünstigen Querschnittsform gegen Knick- und Biegebeanspruchung sowie wegen der verhältnismäßig geringen Festigkeit des Holzes in den meisten Fällen den Anforderungen nicht mehr gewachsen ist. Etwas häufiger ist dagegen der Türstock mit Stahlkappe *(gemischter Türstock)*, der sich von der in Abbaustrecken verwendeten Bauart nur durch die größeren Stempeldurchmesser unterscheidet. Auch sind die Stempelenden meist weder angespitzt noch angeschrägt, sondern nur stumpf behauen. Auch der Kniestempelausbau mit Stahlkappe kann sich als Abart des Türstocks empfehlen, wenn größerem Stoßdruck begegnet werden muß.

Reicht auch der gemischte Türstock mit Stahlkappe nicht aus, so kann der *stählerne Türstock* gewählt werden. Die Verbindung der Stahlkappe, sei es mit den aus Holz oder Stahl bestehenden Stempeln des Türstocks, geschieht am besten durch Kappschuhe. Abb. 362 zeigt je einen Kapp-

schuh für starre (a) und gelenkige (b) Verbindung beim Türstockausbau. Weniger haltbar sind Kappwinkel, worunter Winkeleisen zu verstehen sind, die Stempel und Kappe verbinden.

50. — Der Stahlbogenausbau. Eine große Verbreitung hat der Stahlbogenausbau, also ein Ausbau mit in der Sohle offenen bogenförmigen

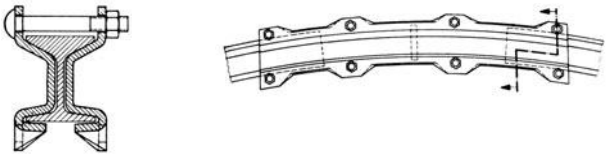


Abb. 363. Verlängerte Ohrenlasche der Fa. Rothe Erde

Streckengestellen. Er ist dem Stahltürstock allein deshalb überlegen, weil er den ungünstigen Trapezquerschnitt vermeidet. Es gibt etwas voneinander unterschiedliche Bogenformen, deren Bezeichnung nicht ganz einheitlich ist. Im ganzen gesehen kann man den Rundbogen mit unten etwa senkrecht auslaufenden Beinen unterscheiden, den Portalbogen mit etwas nach innen gebogenen Beinen und den Hufeisenbogen mit schräg nach außen gerichteten Beinen. Die verschiedenen Formen sind nach Sohlenbreite und Höhe für verschiedene Querschnittsgrößen in DIN 21531 und DIN 21532 oder nach Werksnormen festgelegt. Allgemein nimmt die Höhe mit zunehmender Sohlenbreite zu. Sie ist aber immer geringer als die Sohlenbreite, und zwar bei den kleinen Querschnitten um etwa 20%, bei den größeren um etwa 30%. Zur Verringerung der Streckenunterhaltungskosten, also vom Standpunkt der Beanspruchung der Bögen durch den Gebirgsdruck, wäre eine größere Höhe günstiger. Allerdings wären mit der größeren Höhe wegen vermehrten Gebirgsausbruchs und größeren Stahlverbrauchs auch höhere Herstellungskosten verbunden.

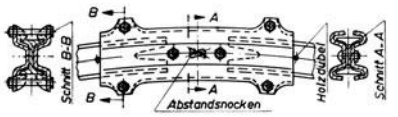


Abb. 364. Gleitklammerlasche der Fa. Gerlach

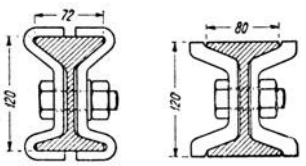


Abb. 365. Klammerlaschen

Es gibt zwei-, drei- und seltener auch vierteilige Bögen. Außerdem sind sie danach zu unterscheiden, ob sie starr oder nachgiebig sind.

Für starre Bögen benutzt man meist GI-Profile, daneben auch das Pokalprofil und das Breitflanschprofil. Die Bogenteile werden durch Laschen miteinander verbunden. Einfache *Flachlaschen* sind im allgemeinen zu schwach. *U-Laschen* sind zwar stärker, halten die Bogenteile aber nicht mehr zusammen, wenn die Schraubenlöcher infolge zu starker Biegebeanspruchung ausreißen. Am besten haben sich die *Klammerlaschen* bewährt, die sich

dem Profil anschmiegen, es völlig umklammern und höhere Biegemomente übertragen können als die Profile selbst.

Nachgiebige Bögen werden durch Verwendung von Schiebelaschen oder von *Senkstützen* (Ziff. 98, S. 472) erzielt oder aber man verwendet die Rinnenprofile der Firmen Bochumer Eisenhütte, Bergbaustahl und Künstler. Bauarten von Schiebelaschen sind die *Ohrenlasche* nach DIN 21543 (Abb. 363) und die ähnlich gebaute *Gleitklammerlasche* der Firma Gerlach (Abb. 364), die durch Einschnitte in die Stege der Bogenenden eine noch etwas größere, und zwar etwa 250 mm betragende Nachgiebigkeit besitzt. Zwei Ausführungsformen von Klammerlaschen sind in Abb. 365 dargestellt.

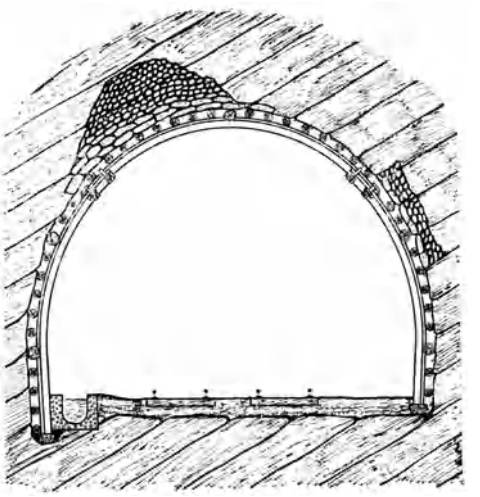


Abb. 366. Dreiteiliger Ausbaurahmen in T.H.-Profil

Bei Verwendung von Senkstützen werden durch Klammerlaschen verbundene Bögen in diese gestellt. Beim Usspurwiesausbau dagegen sind die beiden Bogenteile in der Firste durch ein Stahlgelenk miteinander verbunden und stehen mit ihren unteren Enden in den kastenförmigen Senkstützen.

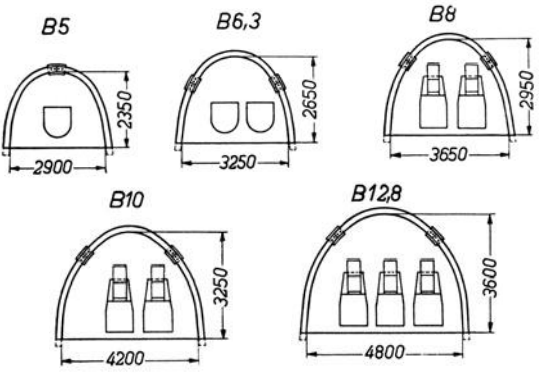


Abb. 367. Genormte zwei- und dreiteilige Stahlbögen

Der Bogenausbau mit ineinandergleitenden Rinnenprofilen (Abb. 366), die bei der Behandlung des Abbaustreckenausbaus in Ziff. 95, S. 469, erwähnt sind, haben auch in Gesteinstrecken eine große Verbreitung. Die

Nachgiebigkeit braucht hier im allgemeinen nicht so weit zu gehen, weshalb man zuweilen nicht von nachgiebigen Bögen spricht, sondern von „starren Bögen mit Überlastungsschutz". Dreiteilige symmetrische Bögen werden am meisten verwendet. Einige Ausführungsbeispiele zeigt Abb. 367, in der die Zahlen die Maße kennzeichnen, durch die sich die einzelnen Querschnittsgrößen unterscheiden.

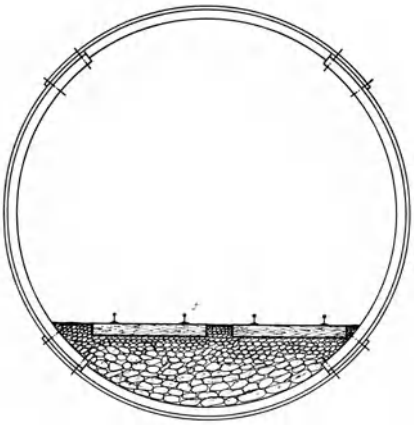


Abb. 368. Ringausbau in T.H.-Profil

51. — Der Stahlringausbau. Eine Weiterführung des Stahlbogenausbaus ist der geschlossene Stahlringausbau. Er erfordert einen größeren Ausbruch und auch mehr Material, ist daher teurer als der in der Sohle offene Rahmen. Er ist dafür aber widerstandsfähiger und wird insbesondere in Strecken mit wenig standfestem Liegenden, das zum Quellen neigt, angewandt. Es gibt ebenso wie bei den Bögen starre und nachgiebige Ringe, wobei die Nachgiebigkeit durch Schiebelaschen oder aber durch Rinnenprofile herbeigeführt wird. Die Ringe setzen sich aus drei oder aus vier Ringteilen zusammen (Abb. 368).

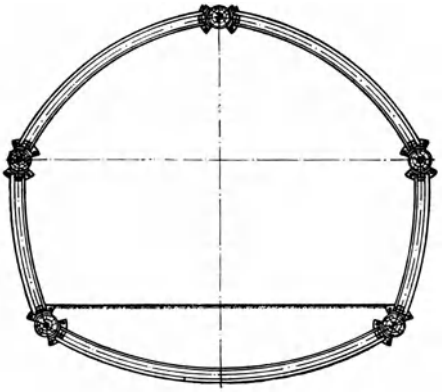


Abb. 369. Geschlossener stählerner Vieleckausbau mit Schalengelenken

52. — Der Vieleck- (Polygon-) Ausbau. Der Vieleckausbau hat ähnlich wie in Abbaustrecken auch in Gesteinstrecken große Bedeutung erlangt, weist aber hier besondere Züge auf. Einmal werden in der Regel stärkere Profile benutzt. Weiterhin kann aus räumlichen Gründen im allgemeinen nicht von Holz- oder Bergekästen oder Mauern als Auflage für den Dreigelenkbogen Gebrauch gemacht werden; vielmehr stellt man ihn auf Holzstempel oder auf gerade Stahlprofilstücke. In der Firste sind die Stahlbogenteile durch Stahlgelenke oder durch Gelenkschalen mit Holzläufern verbunden. Bei Holzstempeln liegen die unteren Enden mit Schalengelenken auf Holzläufern und diese auf einem die Stempel abdeckenden Quetschholz auf. Besteht das Vieleck dagegen ganz aus Stahl, so geschieht die Verbindung des oberen Dreigelenkbogens mit den unteren geraden Stahlprofilstücken ebenso wie in der Firste durch Stahlgelenke. In beiden Fällen wird aus dem Dreigelenk- ein Fünfgelenkrahmen mit drei Gelenken oberhalb der Streckensohle.

Die beiden anderen Gelenke werden durch die Berührungsflächen der unteren Stempelenden mit dem Liegenden gebildet.

In breiten Strecken wird zuweilen von einem Sechsgelenkrahmen Gebrauch gemacht. Er kann dadurch zustande kommen, daß statt einer Firstenläuferreihe mit Schalengelenken zwei Firstenläuferreihen vorgesehen werden, die in 1 oder 1,5 m Abstand parallel zueinander verlaufen und durch ein zusätzliches flach gebogenes Stahlprofilstück gegeneinander abgestützt sind.

Auch ein unten geschlossener Vieleckausbau aus Stahl ist möglich. Er entsteht aus dem unten offenen Vieleck durch Einfügen eines flachen Sohlenbogens. Er wird ähnlich wie der Ringausbau bei quellender Sohle angewandt und hat diesem gegenüber außer der Gelenkigkeit den Vorteil, einen geringeren Ausbruch in der Sohle zu benötigen, da das Sohlenstück nur schwach gebogen ist (Abb. 369).

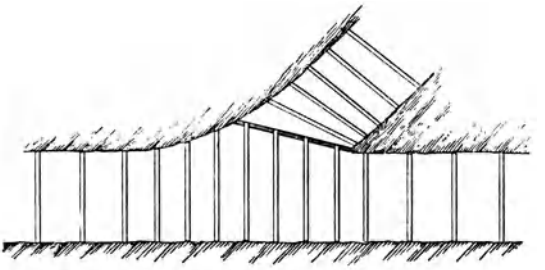


Abb. 370. Streckenabzweigung bei Türstockausbau

53. — Der Ausbau von Streckenabzweigungen. Da an Streckenabzweigungen und Kreuzungen das Hangende auf größerer Breite freigelegt und das Gebirge durch das Zusammentreffen von zwei oder mehreren Strecken stärker beansprucht wird als gewöhnlich, muß an solchen Stellen ein besonders sorgfältiger Ausbau eingebracht werden. Der Türstock ermöglicht die Abzweigung leicht durch Einbau einiger längerer Kappen und eines Unterzuges (Abb. 370). Die durch die Verlängerung der Kappen vergrößerte Materialbeanspruchung läßt sich durch Verringerung des Abstandes der Baue ausgleichen.

Bei anderen Streckenausbauarten, insbesondere aber auch bei größeren Streckenquerschnitten, ist die Lösung der Aufgabe schwieriger. Bei rechtwinkeligen Abzweigen bedient man sich vielfach der *Unterzüge,* die aus schweren Stahlträgern bestehen und an beiden Enden auf Scheibenmauern oder auf starken Stempeln ruhen. Als Stempel können mit Beton ausgefüllte Rohre benutzt werden, die sich als sehr tragfähig erwiesen haben. Diese Unterzüge bilden dann den Anfang der abzweigenden Strecke, die in der Regel eine Abbaustrecke ist oder zu einer Kammer führt. Bei größeren Querschnitten kommt man mit solchen einfachen Unterzügen jedoch nicht mehr aus. Der ganze Bereich der Kreuzung wird dann anders ausgebaut als die z. B. in Stahlbögen stehenden Strecken. Zuweilen genügt der Übergang zum stählernen Türstock. Widerstandsfähiger ist jedoch die sog. *gemischte Bauweise.* Sie kann in der Aufführung starker Stoßmauern bestehen,

über die schwere Stahlträger gelegt werden. Weit verbreitet, und zwar in Verbindung mit starrem oder nachgiebigem Bogenausbau ist ein aus Mauerung oder Beton hergestellter kräftiger, mehr oder weniger spitz zulaufender Pfeiler vor Kopf des beide Strecken trennenden Gebirgskerns. Die gegen diese Pfeiler sich abstützenden Bögen müssen gesondert berechnet, geschnitten und gebogen werden.

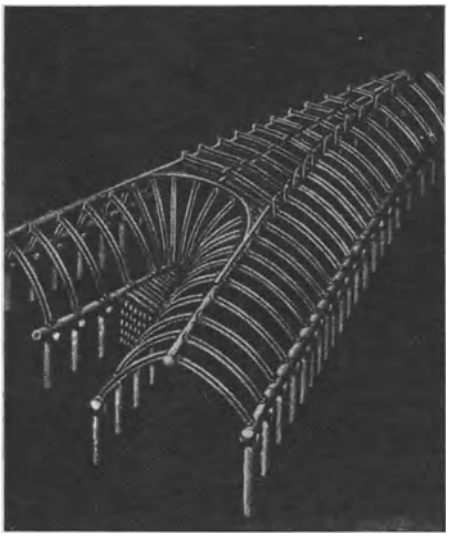


Abb. 371. Dreieckrahmen an einer Streckenabzweigung mit Polygonausbau

Weitere Ausbauverfahren sind die mit Hilfe von Dreieckrahmen und Firstenkronen[1].

Dreieckrahmen nach Abb. 371 eignen sich bei spitzwinkeligen Abzweigen von Strecken, die in Vieleckausbau gesetzt sind. Der Abzweig wird ohne Erhöhung der Strecke durch Anlehnung der Firstenläufer an ein dreieckiges Rahmengestell hergestellt. Wie Abb. 371 zeigt, stützen sich die gegen die kurze Seite des Dreieckrahmens sich anlehnenden Polygonbögen gegen einen Holz-, Ziegelstein- oder Betonpfeiler ab, der auf der Sohle der Streckenabzweigung errichtet ist. Je breiter der Dreieckrahmen wird, um so größer wird dessen waagerecht liegende Fläche, so daß sich bei starkem Gebirgsdruck ähnlich ungünstige Auswirkungen ergeben können, wie bei Verwendung langer Kappen oder Unterzüge.

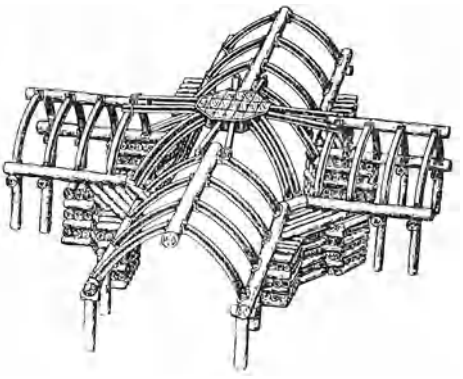


Abb. 372. Firstenkrone bei rechtwinkliger Streckenkreuzung

Halbe oder ganze *Firstenkronen*, wie sie z. B. die Firma Moll in Witten und das Eisenwerk Rothe Erde in Dortmund entwickelt haben, eignen sich insbesondere für rechtwinkelige Streckenkreuzungen oder auch für spitzwinkelige Abzweigungen. Die Firstenkronen können rechteckig, rund oder quadratisch sein. Sie bestehen aus zusammengeschweißten Stahlprofilen oder Stahlrohrrahmen, deren Inneres mit Holz ausgepolstert ist.

[1] Bartholomae: Nachgiebiger eiserner Ausbau in Streckenabzweigungen und Streckenkreuzungen. Bergbau 1939 S. 302.

Wie Abb. 372 zeigt, wird die hier viereckige Krone einer rechtwinkeligen Streckenkreuzung von vier Doppelstahlprofilstücken getragen, die ihrerseits auf diagonal zu den Streckenrichtungen auf Holzkästen verlegten Stoßläufern ruhen. Abb. 373 gibt eine Firstenkrone eines Streckenabzweigs wieder. Sie wird dort eingebaut, wo die normalen Streckenbögen infolge der notwendigen Verbreitung der Hauptstrecke nicht mehr ausreichen. An ihren beiden Längsseiten stützen sich die Strekkenbögen gegen die Firstenkrone ab, während sie an der Stirnseite von drei Stahlprofilen getragen wird, die auf einem Holzklotzpfeiler ruhen. Eine Streckenabzweigung bei nachgiebigem Ausbau zeigt Abb. 374. Hierbei liegen die Bögen der abzweigenden Strecken auf einem Mauerpfeiler auf.

Abb. 373. Firstenkrone der Fa. Rothe Erde

Abb. 374. Streckenabzweigung beim T.H.-Bogenausbau

54. — Verbolzung. Allgemeines. Die einzelnen Rahmen oder Gestelle des Streckenausbaus sollen grundsätzlich so gegeneinander abgestützt, d. h. verbolzt werden, daß sie ein Tragwerk bilden, das die in Streckenrichtung wirkenden Schubkräfte aufnehmen kann. Diese können nicht nur durch Gebirgsbewegungen, sondern auch durch Schießarbeit beim Streckenvortrieb hervorgerufen werden. Auch setzt die Verbolzung die freie Knicklänge der Ausbaurahmen herab und wirkt somit einer Verminderung der Tragfähigkeit oder Zerstörung des Ausbaus durch Verkanten der Teilbögen sowie durch Ausknicken in Streckenrichtung entgegen. Dies gilt besonders für die meisten Stegprofilbögen, deren geringes Widerstandsmoment um die y-Achse ein Ausknicken in Streckenrichtung begünstigt. Ebenfalls verlangt nachgiebiger Ausbau eine gute Verbolzung, da die Nach-

giebigkeit nur dann gesichert ist, wenn die Richtung des Lastangriffs nicht wesentlich von der Ebene des Ausbaurahmens abweicht.

Die Verbolzung soll ausreichende Festigkeit gegenüber Druck, Zug, Biegung und Knickung aufweisen. Außerdem soll sie leicht einzubringen sein und festsitzen. Wichtig ist, daß die Bolzen in ausreichender Zahl eingebaut werden und die zwischen den einzelnen Rahmen eingebrachten Bolzen jeweils in gleicher Höhe liegen, um eine Beanspruchung der Stahlprofile auf Drehung oder Schub zu vermeiden. Der stählerne Streckenausbau wird daher zumeist mit Bolzenhaltern versehen, deren Anzahl und Abstände in den Normblättern DIN 21534, Blatt 2, und DIN 21531, Blatt 3, festgelegt sind.

55. — Bolzen. Bolzenhalter. Bei der noch heute meist üblichen *Holzverbolzung* werden Rundhölzer von 8—12 cm Durchmesser bevorzugt. Ist starker Druck zu erwarten, so legt man sie als Vollverbolzung lückenlos aufeinander.

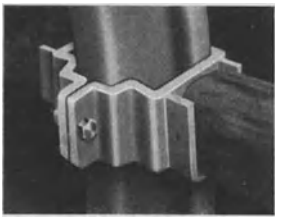


Abb. 375. Bolzenhalter für Holzbolzen bei T.H.-Ausbau

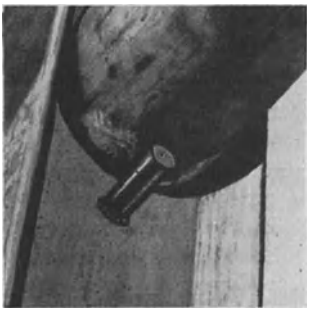


Abb. 376. Bolzenhalter für Stegprofile von GERLACH

Die Vorteile des Holzbolzens bestehen in seinem geringen Gewicht, dem niedrigen Preis und der Möglichkeit, ihn nach Stärke und Länge dem Abstand der Ausbaurahmen anzupassen. Dagegen können Holzbolzen nicht so eingebracht werden, daß sie Zugkräfte aufnehmen. Zudem fallen sie bei einfachem Einlegen zwischen die Rahmen nach dem Austrocknen leicht aus den Profilen heraus. Zur Sicherung hiergegen sind für Rinnenprofile verschiedene *Bolzenhalter* entwickelt worden. Eine Ausführung der Bochumer Eisenhütte zeigt Abb. 375. Eine eingeschweißte Bolzensicherung für Stegprofile zeigt Abb. 376.

Wegen ihrer Fähigkeit, auch Zugkräfte aufnehmen zu können, gewinnt die *Stahlverbolzung* trotz ihres höheren Preises zunehmende Bedeutung. Aus der Normung der Mittenabstände der Ausbaubögen nach DIN 21537 ergeben sich die Längen der Bolzen und Verspannelemente. Als zweckmäßigster Querschnitt der Bolzen ist der kreisförmige anzusehen, doch werden zur Zugverankerung auch andere Profile benutzt (Abb. 377). Die in Abb. 378 gezeigte Stahlverbolzung der Firma Gerlach kann, gleich nach dem Stellen der Bögen eingehakt, als Schießverankerung zur Sicherung der letzten Baue vor Ort dienen.

56. — Verzug. Allgemeines. Der Verzug hat die Aufgabe, die einzelnen Ausbaurahmen untereinander zu verbinden und vor allem das Hereinstürzen

loser Gesteinsteile zu verhindern. Außerdem soll er für eine gleichmäßige Verteilung des am Streckenumfang wirkenden Gebirgsdrucks sorgen, indem er die Ausbaurahmen an die Hinterfüllung anschließt. Der Verzug wird, mit Ausnahme der Auflagestellen, nur auf Biegung beansprucht, weshalb er mit größer werdendem Bauabstand stärker zu sein hat. Allgemein ist es zweckmäßig, denjenigen Verzug zu wählen, der bei geringem Gewicht und niedrigem Preis sowohl eine große Auflagefläche als auch einen hohen Biegewiderstand besitzt. Ferner soll der Verzug ausreichenden Widerstand gegen mechanischen oder chemischen Angriff aufweisen, u. U. feuersicher und nach dem Rauben des Ausbaus wiederverwendbar sein.

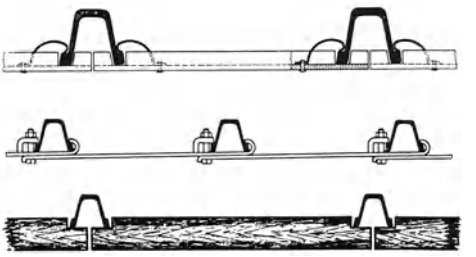


Abb. 377. Verschiedene Arten der Stahl- und Holzverbolzung bei T.H.-Ausbau

57. — Verzugstoffe. Als Verzugstoffe in Gestein- und Abbaustrecken finden Rundhölzer, in zunehmendem Maße auch Stahl und Leichtbeton Verwendung. Der *Holzknüppelverzug* ist weit verbreitet. Es wird hierzu Nadelholz oder Eichenholz von 3—10 cm Durchmesser in den dem jeweiligen Bauabstand entsprechenden Längen benutzt. Bei gutartigem Gebirge genügt es vielfach, in Abständen von 30—40 cm Verzughölzer einzuziehen. Bei stählernem Streckenausbau insbesondere sollte er jedoch enger liegen, und zwar als Lückenverzug oder als dicht an dicht liegender Verzug. Beim *Lückenverzug* werden die Holzknüppel so eingebracht, daß sie auf den Rahmen lückenlos nebeneinander, zwischen den Rahmen abwechselnd auf Lücke liegen. *Dichter Verzug* ist als Innen- und Außenverzug möglich. Der dichte Außenverzug liegt hinter dem Ausbaurahmen, während der dichte Innenverzug zwischen den Rahmenprofilen eingebracht wird und zugleich als Verbolzung dient.

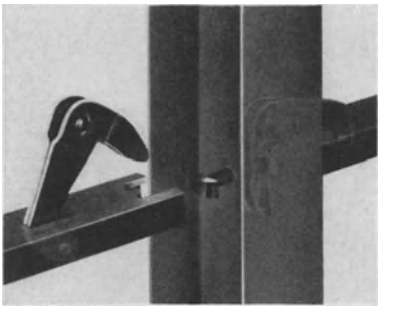


Abb. 378. Stahlverbolzung der Fa. Gerlach

Als *Stahlverzug* (Stahlspitzen) werden vielfach Bleche von 100 mm Breite und 3—5 mm Stärke verwandt, die zur Erhöhung der Biegefestigkeit in gewellter Form gepreßt oder gewalzt sind (Abb. 379). Außerdem nimmt man Altmaterial, wie passend geschnittene Schienen, Stahlschwellen, runde oder flachgewalzte Rohre, abgelegte Rund- und Flachseile u. dgl. Daneben werden auch Verzugdrahtgeflecht oder Drahtspitzen benutzt, bestehend aus 2—8 mm starken Drähten, die durch Querdrähte zu einem grobmaschigen Gewebe verbunden sind (Abb. 380).

Betonverzug wird in Form stahldraht- oder stahlblechbewehrter Leichtbetondielen verwandt, die entweder hinter die Ausbaurahmen gelegt oder zwischen die Stahlprofile eingelegt werden. Verzugplatten aus Hüttenbimsbeton besitzen durch die Verbindung des in ihnen enthaltenen Stahlgeflechtes mit dem Leichtbeton aus Hochofenschlacke eine hohe Elastizität, während mit vorgespannten Drähten hergestellte Spannbetondielen sich durch eine verhältnismäßig hohe Biegesteifigkeit auszeichnen.

Abb. 379. Wellstahlverzug

Die verschiedenen Verzugstoffe kommen den an sie gestellten Anforderungen beim Ausbau von Gestein- und Abbaustrecken in unterschiedlichem Umfang nach. Holzknüppelverzug ist billig, infolge seines geringen Gewichtes handlich und einfach auszuwechseln, jedoch schränken mangelnde Fäulnisbeständigkeit sowie Brandgefahr seine Anwendung ein.

Abb. 380. Drahtspitzenverzug der Fa. Löbbert

Nach den „Richtlinien für die Verhütung und Bekämpfung von Grubenbränden auf den Steinkohlenbergwerken" des OBA Dortmund ist u. a. für Streckenkreuzungen und -abzweigungen, für 12 m lange Streckenabschnitte an Gummibandantrieben und für die 75 m langen feuersicheren Zonen in Richtstrecken und Querschlägen die Verwendung von Holz als Verzugstoff verboten. Stahlverzug ist feuersicher und kann außerdem wieder gerichtet werden, so daß er trotz der höheren Anschaffungskosten dem Holzverzug wirtschaftlich überlegen sein kann. Die guten technischen Eigenschaften des Stahlverzugs lassen ihn für den Ausbau von Abbaustrecken und druckhaften Gesteinstrecken sehr geeignet erscheinen. Betonverzug wird bei Überschreiten der Bruchlast der einzelnen Dielen unbrauchbar. Die Unempfindlichkeit gegen Fäulnis und Korrosion, der geringe Wetterwiderstand und eine gute Wärmeisolierung des Betonvollverzugs machen ihn jedoch für den Einbau in Hauptstrecken geeignet. In Strecken, die

zudem nur geringen Druckbeanspruchungen unterliegen, kann daher der Betonverzug auch wegen seiner mehrfachen Wiederverwendbarkeit wirtschaftlicher sein als Holz- oder Stahlverzug.

58. — Hinterfüllung des Verzuges. Die Hinterfüllung soll den Streckenausbau an das feste Gebirge anschließen und durch eine möglichst gleichmäßige Lastverteilung seine Tragfähigkeit erhöhen. Hierzu werden die Hohlräume zwischen Verzug und Gebirgsstoß meist mit Bergen verfüllt. Eine gleichmäßige Belastung der Ausbaurahmen wird am besten durch dichte und kleinstückige Hinterfüllung erreicht. Bei Betonverzug ergibt eine Hinterfüllung mit Aschebeton eine gleichmäßige Lastverteilung auf dem Verzug, so daß das früher gebräuchliche Ausbetonieren der freien Flächen zwischen den Stahlbögen nicht mehr nötig ist.

Je nach Gebirge, Ausbau- und Streckenart ist die Notwendigkeit des Hinterfüllens von Firste und Stößen verschieden. Bei Stahlbögen oder Ringausbau ist eine sorgfältige Hinterfüllung schon deshalb erforderlich, weil sonst bei Belastung des Ausbaus die Rahmen Verformungen erleiden, indem sie in Hohlstellen des unregelmäßig ausgeschossenen Gebirges ausweichen. Außerdem vermag das durch die Hinterfüllung geschaffene Bergepolster infolge seiner begrenzten Nachgiebigkeit plötzliche Druckerscheinungen, wie sie häufig in Abbaustrecken auftreten, vom Ausbaurahmen fernzuhalten. Trotzdem ist es wegen des hiermit verbundenen größeren Ausbruchquerschnittes und der schwierigen Beschaffung geeigneten Hinterfüllungsmaterials nicht zweckmäßig, über 20—25 cm Hinterfüllungsstärke hinauszugehen. Bei Gelenkbogen- oder Vieleckausbau muß, sofern die Gelenke nicht unmittelbar an das anstehende Gestein gelegt werden können, gleichfalls ein sattes Anliegen durch Hinterfüllen herbeigeführt werden. Im übrigen sei erwähnt, daß bei Gesteinstrecken mit Fahrdrahtlokomotivförderung allein zur Vermeidung von Schlagwetteransammlungen jeglicher Hohlraum in der Firste zu vermeiden ist.

Bei Türstockausbau ist ein Hinterfüllen der Firste meistens erforderlich, während die Türstockbeine häufig mehr oder weniger frei vor den Stößen stehen. Auf diese Weise wird ihre Beanspruchung durch Stoßdruck vermieden. Schiebt sich der Stoß im Laufe der Zeit bis an die Türstockbeine heran, so werden sie durch Wegnahme von Gesteinsschalen „gelüftet", d. h. vom Druck entlastet. In gleicher Weise kann man beim stählernen Streckenausbau durch rechtzeitiges Lüften unter Erneuern des an der Bruchstelle meist stark verformten oder gebrochenen Verzugs eine günstigere Druckverteilung auf den Rahmen erreichen und hierdurch einer vorzeitigen Zerstörung des Ausbaus entgegenwirken.

59. — Bemerkungen zum Einbringen des stählernen Ausbaus. Auf Grund von statistischen Untersuchungen[1] konnte festgestellt werden, daß der *Zeitaufwand* für das Stellen der Rahmen, also ohne die Arbeiten für Verzug, Verbolzung und Hinterfüllung, für alle Stahlausbauarten und Nutzquerschnitte nahezu gleich ist. Die unterschiedlichen Werte für den Gesamtzeitaufwand und für dessen Ansteigen mit größer werdendem Querschnitt sind somit auf den Zeitmehrbedarf infolge Zunahme der Arbeiten an Verzug, Verbolzung und Hinterfüllung zurückzuführen. Mit größerem Streckenquer-

[1] WILD, H. W., *zitiert* S. 404.

schnitt wächst der Streckenumfang und damit der Arbeitsaufwand für das Verziehen und Hinterfüllen. Die Hinterfüllungsarbeit wird zudem vom Verhältnis des Ausbruchquerschnitts zum lichten Querschnitt beeinflußt. Der Hinterfüllungsgürtel, der etwa 10—15 cm stark sein soll, wird vielfach größer ausgeschossen, so daß zusätzliche Hinterfüllungsarbeit notwendig wird.

Von besonderem Einfluß auf das Einbringen des Ausbaus ist die *Belegungsstärke*. Bei Querschnitten bis 10 m² liegt der Bestwert bei einer Belegung von 3—4 Mann/Schicht. Sämtliche Arbeiten sind von der Sohle aus durchführbar. In dem Querschnittsbereich von 10—12 m² ist eine Belegung von 4–5 Mann/Schicht und von 12–15 m² eine Belegung von 5–6 Mann/Schicht zweckmäßig. In den beiden letztgenannten Fällen wird von der Sohle und von einer Bühne aus gearbeitet. Vielfach weichen die tatsächlichen Belegungszahlen jedoch von den hier genannten Werten ab, da die Belegung des Vortriebs nicht von ausbautechnischen, sondern von Gesichtspunkten der eigentlichen Vortriebsarbeit gesehen und bestimmt wird. Auch kann die Ausbauarbeit nicht völlig von anderen Arbeitsvorgängen getrennt werden.

Der *Bauabstand* ist auf das Setzen eines Baues ohne Einfluß. Im westdeutschen Steinkohlenbergbau schwankt der Bauabstand in verhältnismäßig weiten Grenzen. Die häufigsten Abstände liegen zwischen 0,80 und 1,25 m, wobei Bauabstände von 1,0 m die Regel sind. Bei Verminderung des Bauabstands auf die Hälfte des sonst üblichen wird vielfach der Zwischenbau erst nachträglich eingebracht, d. h. nachdem die beiden benachbarten Baue im ursprünglichen Abstand gesetzt, verzogen und hinterfüllt sind. Auf diese Weise kann die Zeit für das Verziehen und Hinterfüllen verringert werden. Bei einer Erhöhung des Bauabstandes ist mit einer steigenden Vortriebsleistung zu rechnen. Die Frage, ob man den Bauabstand durch Wahl widerstandsfähiger Profile erhöhen oder bei schwächerem Profil verringern soll, ist durch Wirtschaftlichkeitsbetrachtungen zugunsten größerer Abstände geklärt worden. In diesem Zusammenhang sei auch auf die Möglichkeit des Einsatzes hochwertiger Stähle, welche bei gleichem Gewicht und damit höherer Tragfähigkeit den Bauabstand zu vergrößern gestatten, hingewiesen.

60. — Die Organisation der Ausbauarbeit beim Streckenvortrieb. Die Ausbauarbeit ist innerhalb des Betriebsvorgangs „Streckenvortrieb" ein Arbeitsvorgang und kann der Vortriebsmannschaft zugewiesen oder aber von einer besonderen Ausbaukolonne durchgeführt werden.

In der Regel wird der Ausbau von der Vortriebsmannschaft eingebracht. Dabei kann er zunächst teilweise, und zwar so weit eingebracht werden, daß beim Bohren und Laden die Ortsbelegschaft gesichert ist. Der Ausbau wird in diesem Falle beim Auftreten irgendeiner „Beschäftigungslücke" vervollständigt. Eine andere Lösung ist, zur Sicherung der Bohr- und Ladearbeit einen vorläufigen Ausbau einzubringen, der nach dem Wegladen des Haufwerks wieder weggenommen und durch den endgültigen Ausbau ersetzt wird.

In mechanisierten Gesteinstreckenvortrieben wird die Ausbauarbeit vielfach besonderen Ausbaukolonnen übertragen, um sie aus der eigentlichen Vortriebsarbeit herauszulösen. Der hohe Anteil der Ausbauzeit an der Gesamtarbeitszeit (rd. 30%) in hochmechanisierten Betrieben läßt eine zunehmende Anwendung des Verfahrens „Ausbau durch besondere Kolonnen" erwarten. Hierzu wird allerdings meist notwendig sein, vor Ort einen vor-

läufigen Ausbau einzubringen. Anderseits muß das Gebirge so beschaffen sein, daß ein leichter, schnell einzubringender vorläufiger Ausbau für eine gewisse Zeit genügt. Der Abstand zwischen Ortsbrust und Baustelle sollte mindestens 12—15 m betragen, um genügend Raum für den Wagenwechsel, das Ladegerät und den Bohrwagen zur Verfügung zu haben.

61. — Die Überlappung des Ausbauvorgangs mit anderen Arbeitsvorgängen. Während es durch Mechanisierung des Streckenvortriebes gelungen ist, die Bohr- und Ladezeiten zu verringern, ist dies bei der Ausbauarbeit weder erreicht noch in gleichem Umfang zu erwarten.

Eine Möglichkeit der Verkürzung der Vortriebszeit für einen Abschlag ist dadurch gegeben, daß bei größeren Querschnitten mechanische Ausbaubühnen eingesetzt werden[1]. Sie haben jedoch wegen der hohen Rüstzeiten und ihres großen Raumbedarfs bisher wenig Verbreitung gefunden. Größere Erfolge sind bisher dadurch erzielt worden, daß man mehrere Arbeitsvorgänge gleichzeitig durchführen und die Ausbauarbeit sich mit anderen Arbeitsvorgängen zeitlich überlappen läßt. Für eine teilweise Überlappung der Ausbauarbeit mit anderen Arbeitsvorgängen eignen sich in erster Linie dreiteilige starre oder nachgiebige Bögen, bei denen der Firstbogen auf Vorpfändschienen[2] aufgelegt werden kann. Die Stoßbögen können dann während der Ladearbeit, d. h. nach dem Freiladen der Stöße gestellt werden.

Drei- und Fünfgelenkbögen mit seitenverriegeltem Firstgelenk und auch solche mit Holzläufern eignen sich für ein teilweises Einbringen nicht. Das Gewicht der beiden Firstbögen erfordert eine sorgfältige Verlagerung und starke Vorpfändschienen. Zudem wird bei diesen Ausbauarten meist erst der Unterbau gesetzt.

Lademaschinen erschweren das Arbeiten auf dem Haufwerk. Bei Wurfschaufelladern ist wegen des meist begrenzten Querschnitts ein Überlappen der Ausbau- mit der Ladearbeit überhaupt nicht möglich. Der einzige Teilarbeitsvorgang, der neben der Ladearbeit verrichtet werden kann, ist die Herstellung von Bühnlöchern für die Stoßbögen, nachdem die Lademaschine einen Stoß freigeladen hat. Hierbei ist jedoch die Ausbaumannschaft durch herabrollende Bergestücke gefährdet. Bei Stoßschaufelladern ist Überlappung nur bei großen Querschnitten, ab etwa 17 m², gegeben. Für andere Lademaschinenbauarten gelten ähnliche Überlegungen.

b) Der Ausbau in Mauerung

62. — Formen der Mauerung. Der Gestalt nach unterscheidet man Scheibenmauern und Gewölbe. Die ersten sollen hauptsächlich den in ihrer Ebene wirkenden Druck aufnehmen und eignen sich zur Aufnahme von Stoßdruck um so weniger, je höher sie sind. Sind sie nur auf Firstendruck berechnet, so werden sie als einfache seigere Mauern gebaut und heißen dann *geradstirnige Scheibenmauern* (Abb. 381), wogegen eine *krummstirnige Scheibenmauer* (Abb. 382) ein allmähliches Nachgeben durch Hereinschieben des Mittelteils ermöglichen soll, ohne den Streckenquerschnitt zu sehr zu

[1] Maercks, J.: Verwendung von Maschinen zum Streckenausbau. Glückauf 1950 S. 328.

[2] Moeller, H. J.: Vorpfändung im Streckenvortrieb. Bergbau-Rdsch. 1955 S. 22.

verengen. Durch Verstärken der Mauerfüße erzielt man einen größeren Widerstand gegen Seitendruck und eine geringere Flächenpressung auf die Sohle, wodurch auch die Aufnahme eines größeren Firstendrucks ermöglicht wird; solche Mauern heißen *geböschte Scheibenmauern* (vgl. Abb. 386, S. 444).

Stärkerer Druck in der Richtung senkrecht gegen die Mauerebene kann nur durch Gewölbe aufgenommen werden. Bei *Gewölben* sind die Steine radial gestellt, und beide Stützflächen werden durch radial verlaufende Auflageflächen, „Kämpfer" genannt, getragen. Die Gewölbeformen sind verschieden: einerseits nach dem Halbmesser des Gewölbes und anderseits nach dem Umfang des geschützten Querschnittes. In ersterer Hinsicht unterscheidet man zunächst die Kreisbogengewölbe von den Korbbogengewölben. Die ersteren sind nach nur einem Krümmungshalbmesser, also kreisförmig, die letzteren nach mehreren verschieden großen Halbmessern gewölbt, so daß sie eine ellipsenartige Form erhalten. Jedoch kommen für die Grubenmauerung meist Kreisbögen in Betracht. Bei den Kreisbogengewölben kann der Halbmesser, nach dem sie geschlagen sind, gleich der Hälfte der Streckenbreite oder größer als dieses Maß sein. Gewölbe der ersteren Art heißen *volle Tonnengewölbe* (Abb. 383), solche der letzteren Art

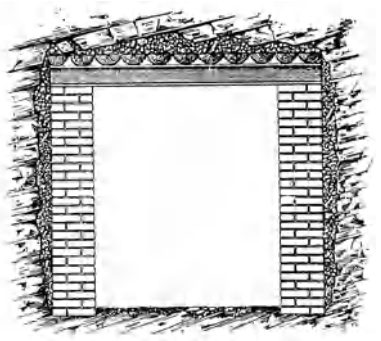


Abb. 381. Geradstirnige Scheibenmauer mit gerader Stahlkappe

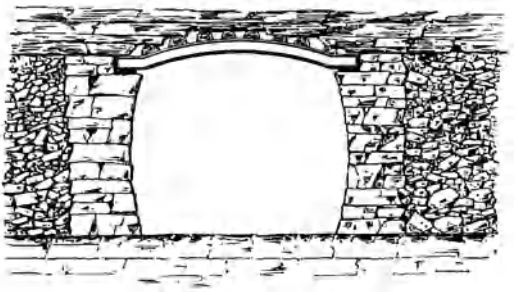


Abb. 382. Krummstirnige Scheibenmauer mit gewölbter Stahlkappe

nennt man *flache Tonnengewölbe*, auch *Stutzgewölbe* oder *Stutzbögen* (Abb. 384). Wo es die Druckverhältnisse zulassen, bevorzugt man sie, da sie mit einem geringeren Nachbrechen des Gebirges in der Firste auszukommen gestatten. Das trifft namentlich für schmale Räume zu, weil man bei diesen nicht, wie das in größeren Räumen möglich ist, mit der Wölbung schon kurz über der Sohle beginnen kann.

Die innere Wölbungsfläche *e* eines Gewölbebogens (Abb. 384) heißt Leibungsfläche, ihr höchster Punkt *b* der Scheitel; die äußere Wölbung *f*

nennt man Rückenfläche. Der zwischen beiden bestehende Längenunterschied wird entweder durch Zunahme der Steindicken oder durch Zunahme der Mörtelfugen von innen nach außen ausgeglichen. Ersteres Verfahren erfordert besondere Steine, sog. *Radialsteine*, und wird wegen der höheren Stein-

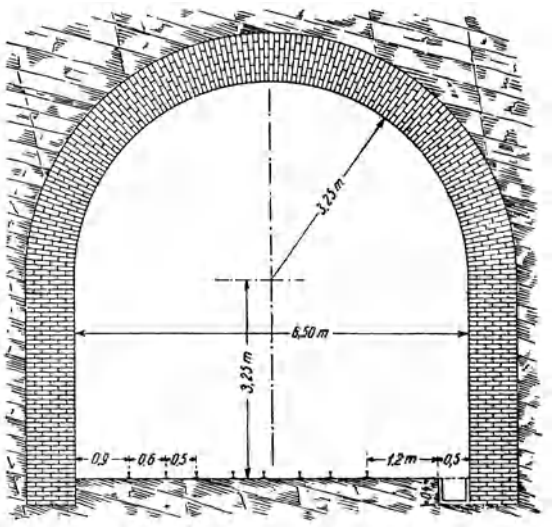


Abb. 383. Volles Tonnengewölbe auf Scheibenmauern beim Füllortausbau

kosten nur ausnahmsweise angewandt. Dies trifft zu, wenn es sich entweder um besonders wichtige Arbeiten oder um Gewölbe von besonders kleinem Radius handelt, bei denen der Längenunterschied zwischen Leibungs- und Rückenfläche verhältnismäßig groß ist und seine Ausgleichung durch stärkere Fugen das Mauerwerk zu sehr schwächen würde.

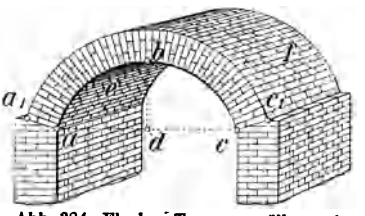


Abb. 384. Flaches Tonnengewölbe auf Scheibenmauern

Wichtige Maße sind die Linien ac und bd in Abb. 384. Die erstere heißt die Sehne, die letztere die Pfeilhöhe des Gewölbes. Je größer das Verhältnis von Pfeilhöhe zur Sehne, die sog. Spannung des Gewölbes, ist, um so größer ist dessen Tragfähigkeit. Bei Halbkreisgewölben ist die Spannung 1:2. Bei Stutzbögen wählt man sie zwischen 1:12 für schwache und 1:5 für starke Beanspruchung. Werden die Kämpfer durch gesundes Gebirge oder durch verstärkte Scheibenmauern gebildet, so kann man mit der Spannung auf 1:20 heruntergehen.

Schließlich ist das *Kappengewölbe* zu erwähnen. Es stellt eine Verbindung von Mauerung und Stahlausbau dar. Für die Sicherung der Firste von Maschinenkammern u. dgl. benutzt, soll es bei großer Festigkeit einen größeren Firstenausbruch entbehrlich machen, wie er bei Gewölben von

der vollen Spannweite des Raumes notwendig werden würde. Ein solches Gewölbe besteht aus einer Anzahl kleiner, mit ihrer Achse quer zur Längsachse des Raumes gelegter Stutzbögen, die sich beiderseits gegen I-Träger oder Schienen stützen. Bei stärkerem Stoßdruck kann es auch an den Stößen, also in seigerer Lage, eingebracht werden.

63. — Einfache Anwendungen der Grubenmauerung. Der einfachste Fall des Ausbaus mit Kreisgewölben in der Grube ist das *Firstengewölbe*, ein in der Firste der Strecke geschlagener Stutzbogen. Es erfordert ein hinreichend standhaftes und nicht schnell verwitterndes Gebirge an den Stößen, da dieses den ganzen Kämpferdruck auszuhalten hat.

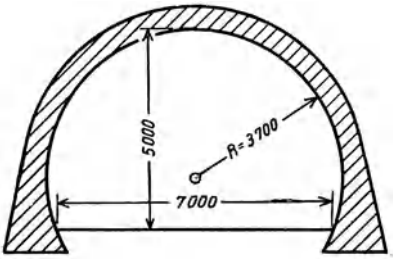


Abb. 385. Kreisförmige Ausmauerung eines Füllortes

Der im Steinkohlenbergbau am häufigsten vorkommende Fall der Gewölbemauerung ist das *volle Tonnengewölbe* auf Scheibenmauern (Abb. 383), das wegen seiner einfachen Ausführung bevorzugt wird, wenngleich hier die Scheibenmauern den vollen, auf dem Gewölbe lastenden Gebirgsdruck abzufangen haben. Verbreitet ist auch die Kreisform nach Abb. 385. Wo es sich nicht um das Abfangen eines großen Firstendruckes durch das Gewölbe, sondern lediglich um den Schutz von Firste und Stößen gegen Verwitterung oder um ein Abhalten von Wasserzuflüssen oder um ein Verringern der Widerstände gegen die Wetterbewegung usw. handelt, begnügt man sich mit Stutzbögen auf Scheibenmauern, um mit geringerem Firstenausbruch auskommen zu können. Ist größerer Firstendruck zu erwarten, so läßt man in ähnlicher Weise wie nach den Abb. 385 und 386 die Stärke der Mauern nach unten hin zunehmen. Die Scheibenmauern werden zweckmäßig in die Sohle eingeschlitzt (s. die Abbildungen). Ist dies unzuverlässig, so muß der Mauerfuß auf eine Betonsohle gesetzt werden.

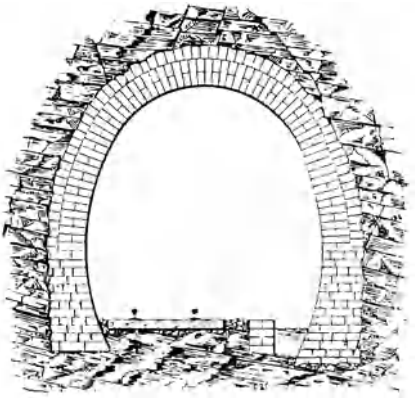


Abb. 386. Korbbogengewölbe auf geböschten Scheibenmauern

Bei größerem Seitendruck müssen auch die Seitenmauern als Gewölbe hergestellt werden. Man erhält dann das ellipsenähnliche Korbbogengewölbe (Abb. 386). Abb. 387 zeigt ein solches Gewölbe als wasserdichten Ausbau für wasserführendes Gebirge. Die Mauerung m wird nicht unmittelbar an das Gebirge angeschlossen, sondern hinter ihr wird eine 25 cm dicke Kiesschicht k eingebracht, die man anschließend durch die Röhrchen z mit

Zement verpreßt. Wirkt der Druck (wie z. B. im Braunkohlentiefbau) annähernd gleichmäßig von allen Seiten, ohne allzu stark zu werden, so ergibt sich ein vollständig geschlossenes Gewölbe, und zwar je nach dem Verhältnis zwischen Streckenbreite und -höhe ein Gewölbe von Kreis- oder Ellipsenform. Jedoch vermeidet man nach Möglichkeit das zu diesem Zweck erforderliche tiefe Ausheben der Sohle und begnügt sich hier bei nicht zu starkem Sohlendruck mit einem Sohlenbogen von geringerer Spannung ähnlich der Abb. 387.

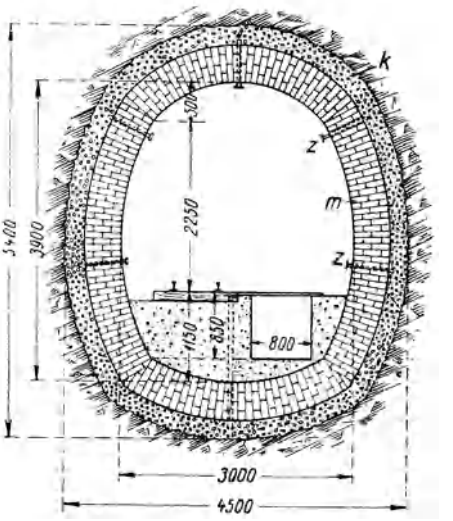


Abb. 387. Ausbau einer Strecke in Mauerung bei druckhaftem und wasserführendem Gebirge

64. — Schwierigere Ausführungen der Grubenmauerung. Schwieriger auszuführen sind die Gewölbe mit doppelter Krümmung, die *Kreuzgewölbe*, als deren wichtigste Anwendungsfälle in der Grube die Kreuzungen von auszumauernden Strecken mit der Schachtmauerung oder die Streckenkreuzungen zu nennen sind. Die im ersteren Fall entstehende Bauform wird auch *Schachtglocke* genannt. Man erhält dann Gewölbeformen, wie

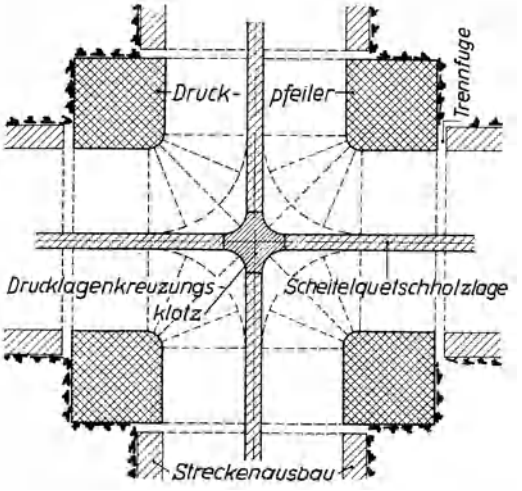


Abb. 388. Streckenkreuzung bei Ausbau in Mauerung mit Scheitelquetschholzlagen

sie sich bei der Durchdringung zweier Zylinder ergeben, indem die Scheitellinien der beiderseitigen Gewölbe in derselben söhligen Ebene (bei gleich hohen

Strecken unter sich) oder in der gleichen Seigerebene (bei Einmündung von Strecken in Schächte von kreisförmigem Querschnitt) liegen. Bei der Kreuzung von Strecken gleicher Höhe muß man die beiderseitigen Wölbungen stumpf oder mit kurzer Verzahnung zusammenstoßen lassen. Größere Tragfähigkeit ergibt sich aber, wenn das Gewölbe der Hauptstrecke durch das der Nebenstrecke getragen wird, wie das bei verschiedener Höhe der Strecken möglich wird.

An Streckenkreuzungen und Streckengabelungen spielen die *Druckpfeiler* eine große Rolle. Bei rechtwinkeligen Kreuzungen sind vier solcher Druckpfeiler von etwa quadratischem Querschnitt (Abb. 388), bei einem Streckenabzweig, der z. B. den Zugang zu Maschinen oder Sprengstoffkammern bildet, zwei Pfeiler erforderlich. Der Ausbau an dem ihnen gegenüberliegenden Streckenstoß hat häufig größere Druckkräfte aufzunehmen, weshalb es sich hier empfiehlt, einen kräftigen Sockel für das Mauergewölbe vorzusehen. Bei einer Streckengabelung genügt ein kräftiger, nach vorn spitz zulaufender Druckpfeiler. Da diese Pfeiler hohen Belastungen ausgesetzt sind, ist ihrem Aufbau sowohl hinsichtlich ihrer Form als in der Wahl der Baustoffe große Sorgfalt zu widmen. Sie können aus Ziegelmauerwerk oder Stampfbeton mit oder ohne Stahleinlagen oder aus einer Vereinigung beider Baustoffe errichtet werden. Häufig sieht man auch eine einfache oder doppelte Holzklotzzwischenlage aus dicht an dicht gelegten Kanthölzern vor.

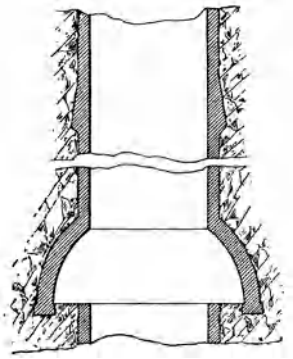


Abb. 389. Abfangen des Schachtausbaus am Füllort durch Kuppelgewölbe

Beim Füllortausbau ist für eine genügend große Höhe des Raumes zu sorgen. Daraus folgt im einfachsten Fall, d. h. bei söhliger Einführung des Füllortgewölbes in den Schacht, die Notwendigkeit eines plötzlichen Absetzens des Füllortgewölbes gegen das Gewölbe des vorhergehenden Streckenteils. Infolgedessen entsteht hier eine schwache Stelle, weshalb man meist eine allmähliche Überführung des Füllortgewölbes in Gestalt eines schräg ansteigenden *Kellerhalsgewölbes* von der Streckenhöhe bis zur höchsten Stelle am Schacht vorzieht, wobei man übrigens auch eine wesentliche Ersparnis an Firstenausbruch erzielt. Im übrigen ergeben sich beim Anschluß an die Schachtmauerung günstigere Festigkeitsverhältnisse als bei Streckenkreuzungen. Da nämlich die Berührungsfläche zwischen beiden Wölbungen eine schrägliegende Halbringfläche ist, stellt sie ihrerseits eine gute Kämpferfläche dar, durch die der Druck dieses Teiles des Schachtmauerwerkes auf das Füllortgewölbe abgeladen wird, während anderseits der am weitesten nach dem Schacht hin vorspringende Teil des Füllortbogens nicht sein Scheitel, sondern sein Fuß ist. Auf diese Weise wird dem Scheitel keine Unterstützung entzogen.

Bei schwierigerem Gebirge und größerem Schachtdurchmesser läßt man die Schachtmauer seitlich durchgehen, so daß sie nur nach den beiden Füllortseiten unterbrochen zu werden braucht. Liegen die Verhältnisse ein-

facher, so kann man gemäß Abb. 389 die Schachtmauer ringsum unterbrechen und das Füllort als *Kuppelgewölbe* (ebenfalls ein Gewölbe doppelter Krümmung) ausbauen, die Last der Schachtmauer also durch die Kuppelwölbung abfangen. Man erzielt hierbei den großen Vorteil eines nach allen Seiten hin freien Anschlages.

65. — Nachgiebige Mauerung. Die im vorstehenden beschriebene starre Mauerung eignet sich für solche Fälle, in denen die Mauerung nur geringen Druck auszuhalten hat oder der zu erwartende Druck mit Sicherheit die Festigkeit des Mauerwerks nicht übersteigen wird. Auf keinen Fall dürfen Gebirgsbewegungen eintreten. Andernfalls wird nach einiger Zeit das Mauerwerk ebenfalls in Bewegung geraten, Steine werden zerdrückt und zermahlen, größere Keile herausgequetscht und dadurch umfangreiche, betriebsstörende und kostspielige Ausbesserungsarbeiten notwendig. Zur Vermeidung dieser Übelstände wird die Mauerung nachgiebig ausgestaltet.

Das Mittel zur Erzielung der Nachgiebigkeit besteht in der Anordnung von in Richtung der Streckenachse verlaufenden Druck- oder *Quetschholzlagen* im Mauerwerk. Hierbei ist die Zahl dieser Lagen, ihre Anordnung und ihre Ausführung von Wichtigkeit. Vielfach genügen drei Druckklotzlagen, eine in der Firste und je eine in den Stoßmauern, und zwar am besten am Übergang des Gewölbes in diese. Die Mauerung wird dadurch in gewissem Grade auch gelenkig. Die Druckklotzlagen können einreihig oder, wenn größere Nachgiebigkeit gewünscht wird, zweireihig sein. Jede Reihe besteht aus 12—15 cm starken, angeflachten Rundhölzern aus Kiefern- oder Eichenholz. Auch Holzbeton kann verwendet werden.

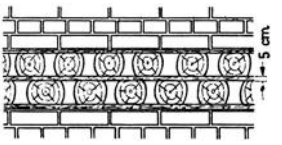


Abb. 390. Druckklotzlagen bei Mauerung (nach DOHMEN)

Die Wahl der Holzart richtet sich u. a. nach der Druckfestigkeit der Mauerung. Bei Ziegelstein ist Weichholz im allgemeinen besser, während z. B. bei Beton Eichenholz vorzuziehen wäre. Bei ihrer Einbringung ist dreierlei zu beachten[1]. Sie dürfen nicht dicht an dicht, sondern müssen mit Zwischenräumen verlegt werden, die an der engsten Stelle etwa 2—3 cm breit sind. Auch sind sie, um durch Scherbeanspruchungen entstehende Risse im Mauerwerk zu vermeiden, durch 5 cm starke Bohlen einzufassen (Abb. 390). Schließlich muß die Länge der Klötze der Stärke des Mauerwerks entsprechen. Bei Gewölben ist den Druckklötzen eine der Krümmung entsprechende Keilform zu geben. Zuweilen findet man die Quetschlagen gegeneinander versetzt, um auf diese Weise eine größere Sicherheit gegen das Übergreifen eines Streckenbrandes von dem einen auf den anderen Abschnitt zu erreichen.

Dieser Gesichtspunkt dürfte jedoch kaum ausschlaggebend und die Lage der Quetschfugen an den statisch günstigsten Stellen wichtiger sein. Im übrigen kann man durch Ausfüllung der Zwischenräume mit Lehm das Absetzen flugfähigen Kohlenstaubes in ihnen verhindern und so der etwaigen Ausbreitung eines Brandes entgegenwirken.

---

[1] DOHMEN, F.: Der Ausbau großer Räume unter Tage. Essen: Verlag Glückauf 1949.

An Streckenkreuzungen, an Streckenabzweigen und -gabelungen sind in der Firste entsprechend geformte *Kreuzungsklötze* anzuordnen (Abb. 391).

Zuweilen, insbesondere beim Ausbau von Füllörtern, hat es sich als zweckmäßig erwiesen, auch in der Längsrichtung der Strecken für einen Ausgleich der Spannung zu sorgen. Sie ergeben sich, wenn die Strecke unter den Einwirkungen des Abbaus in ein Pressungsgebiet gerät. Man sieht dann senkrechte, rings um den Streckenquerschnitt verlaufende *Schiebeschlitze* vor. Sie werden in größeren Abständen und je nach dem Ausmaß der zu erwartenden Drücke in Breiten von 10—20 cm vorgesehen und entweder offengelassen oder mit weichem Holz ausgefüllt, das im Falle stärkerer Bewegungen später herausgerissen werden kann.

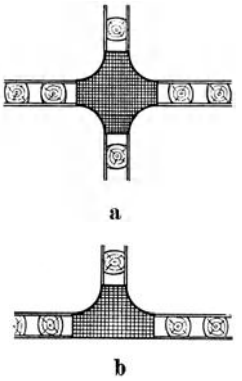


Abb. 391 a u. b. Anordnung der Druckklotzlagen an Streckenkreuzungen (a) und -abzweigungen (b) (nach DOHMEN)

66. — Die vollständige Holzklotzmauerung. Diese Ausbauart findet zuweilen in großen Räumen, also in Füllörtern (z. B. auf den Zechen Ewald und Graf Bismarck) und an großen Streckenabzweigungen Anwendung, wenn starker Gebirgsdruck und Gebirgsbewegungen zu erwarten sind, was insbesondere der Fall ist, wenn diese Grubenbaue in oder in der Nähe von Störungszonen liegen. Es kann sich dann die Einbringung einer vollständigen Holzklotzmauerung empfehlen, die, wie einige Beispiele bewiesen haben, Gebirgsbewegungen bis zu 80 cm aufzunehmen vermag, ohne zerstört zu werden.

Als Ausbaumaterial wird meistens Hartholz, seltener Weichholz, in Form von Schwellen oder auch Rundhölzern verwendet, deren Durchmesser 160 mm nicht übersteigen sollte. Eine Tränkung des Holzes als Fäulnisschutz ist erforderlich. Die Länge der einzelnen Hölzer richtet sich nach der Stärke des Mauerwerks und kann, da nur die ganze Mauerbreite erfassende Hölzer eingebaut werden, bis 1,00 m und mehr betragen. Die Mauerung wird als einfacher Binderverband ausgeführt, wobei die Stirnflächen der Hölzer nach der Strecke weisen. Die Fugen füllt man durch festen Mörtel aus. Je nach der Querschnittsform der Strecke sind in bestimmten Abständen keilige Hölzer einzufügen, um stets eine radiale Lage der Hölzer einzuhalten. Da die Holzklotzmauerung nicht mit dem Gebirge verbunden werden kann, wird sie mit Aschebeton hinterfüllt.

c) Der Ausbau in Beton

67. — Allgemeines. Der Betonausbau von Gesteinstrecken, Füllörtern und Kammern kann durch Betonieren an Ort und Stelle als *Stampfbeton*, *Rüttelbeton*, *Gußbeton* oder in Form von über Tage hergestellten *Betonformsteinen* eingebracht werden. Von diesen verschiedenen Arten ist der Betonformsteinausbau im Steinkohlenbergbau am meisten verbreitet, da die Betonformsteine mit höherer Druckfestigkeit hergestellt werden können als an Ort und Stelle eingebrachter Beton und auch Reparaturen leichter durchzuführen sind, was bei Vollbeton nicht der Fall ist. Außerdem wird dessen

Festigkeit beeinträchtigt, wenn er während des Erhärtungsvorganges bereits Gebirgsdruckeinwirkungen ausgesetzt ist. Vollbeton findet sich daher im Steinkohlenbergbau selten, dagegen öfters auf größeren Erzgruben und überhaupt dann, wenn nur mit statischem Gebirgsdruck gerechnet zu werden braucht. Auch im Tunnelbau ist er infolgedessen sehr verbreitet. — Schließlich sind der Preßbeton und der Spritzbeton noch zu erwähnen.

68. — Einbringen des Betons. Zum Einbringen des Betons ist in jedem Fall eine *Verschalung* erforderlich. Sie besteht aus gehobelten 30 bis 50 mm dicken Bohlen, die von Stahlbögen in Abständen von etwa 1 m getragen werden. Zuweilen werden diese Lehrgerüste so kräftig ausgeführt, daß sie in der Lage sind, Gebirgsdruck aufzunehmen und den Beton während seiner Erhärtung zu schonen. Dieses Verfahren verlangt allerdings für den Lehrgerüstbau einen hohen Materialaufwand, da nicht nur stärkere Profile für die Bögen notwendig sind, sondern die Lehrgerüste auch viel länger stehenbleiben müssen. In der Regel ist die Gerüstschalung 20—25 m lang. Neuerdings gibt es ortsveränderliche, auf Rädern fahrbare Verschalungen, die nicht mehr auseinandergenommen, sondern nur vorgesetzt zu werden brauchen. Auch kann statt der üblichen Bretterverschalung eine solche von Stahlblechen Verwendung finden.

Das *Einbringen* des Betons hinter der Schalung geschieht im Steinkohlenbergbau meist als Stampfbeton oder Rüttelbeton, da Gußbeton weniger druckfest ist. Der Rüttelbeton hat sich besser als der Stampfbeton erwiesen, da die Verdichtung des Betons hierbei besser ist. Die zumeist verwendeten Tauchrüttler werden in die Betonmasse oder auch außen an die Verschalung gesetzt, wenn der erste Weg nicht möglich ist. Es wird dabei schichtweise vorgegangen, und zwar soll die einzelne Schicht nach erfolgtem Stampfen oder Rütteln 15—20 cm hoch sein. Zwischenpausen sind zu vermeiden, um zwischen den einzelnen Schichten eine gute Bindung zu erreichen. Ist eine längere Betriebspause unvermeidlich, so ist im Anschluß an die Stampfarbeit die letzte Schicht aufzurauhen oder eine Verzahnung oder stufenartige Ausbildung herbeizuführen. Vor dem Aufbringen der nächsten Betonschicht wird nach Reinigung und gründlicher Befeuchtung der Fläche zunächst ein dem Mörtel der Betonmasse entsprechender Zementbrei aufgegeben. — Leistungsfähiger ist das Gußbetonverfahren, bei dem der Beton in flüssiger Form, jedoch mit möglichst geringem Wasserzusatz, durch Pumpen und Rohrleitungen hinter der Verschalung vergossen wird. Hierbei soll die Fallhöhe des Betons gering gehalten werden, um ein Entmischen zu vermeiden. Im Tunnelbau ist dieses Verfahren die Regel.

Die Wandstärke des Betonausbaus ist je nach den örtlichen Bedingungen verschieden. In der Regel beträgt sie 40 cm. Die Bogenform ist die häufigste, die Ringform seltener.

Ähnlich wie die Mauerung, aber im Gegensatz zum Ausbau in Holz oder Stahl, kann der Betonausbau erst in einiger Entfernung von der Ortsbrust eingebracht werden. Sie beträgt meist 15—30 m, so daß dieser Streckenteil jeweils in vorläufigen Ausbau gestellt werden muß, was im Steinkohlenbergbau fast immer der Fall ist. Im Erzbergbau ist ein vorläufiger Ausbau in der Regel nicht notwendig.

69. — Nachgiebige Ausführung des Betonausbaus. Der vorstehend beschriebene monolithische Ausbau muß als starr bezeichnet werden. Es ist aber möglich, ihn ähnlich dem Ziegelmauerwerk durch *Druckklotzlagen* nachgiebig zu machen[1]. Diese müssen jedoch, ähnlich wie es in Abb. 390, S. 447, beim Ziegelmauerwerk gezeigt ist, gegen den Beton durch Bretter abgetrennt werden, damit der Beton nicht in die Zwischenräume der Quetschholzeinlage eindringt. Bei dem auf der Zeche Minister Achenbach entwickelten bogenförmigen Betonausbau (Abb. 392) entstehen durch die Holzeinlagen getrennte Betonsegmente.

Verringert sich der Umfang der Strecke durch Zusammenpressen des Holzes, so treten an den Auflageflächen der Segmente ungleichmäßige Beanspruchungen, z. B. *Kantenpressungen*, auf, denen der Beton nicht ge-

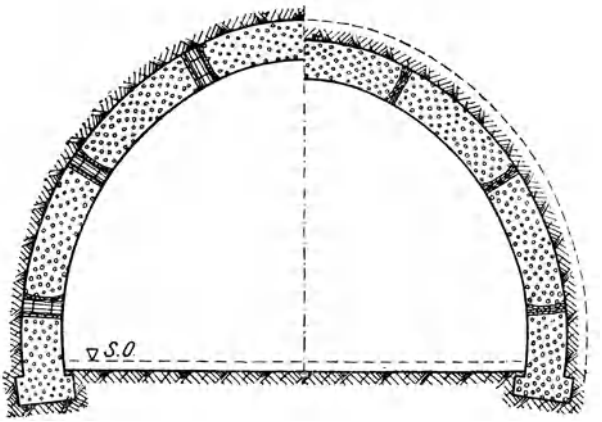


Abb. 392. Gesteinstreckenausbau mit Stampfbetonsegmenten und Druckklotzlagen

wachsen ist. Diesen Auswirkungen wird durch abwechselndes Verlegen längerer und kürzerer Hölzer in den Quetschfugen begegnet. Außerdem legt man auf die längeren Hölzer Holzkeilchen, wodurch die Kanten der Betonsegmente leicht abgeschrägt werden. Die Wandstärke des Stampfbetons ist im allgemeinen mit 40—50 cm ausreichend bemessen.

70. — Das Preßbetonverfahren. Das Preßbetonverfahren besteht darin, den hinter einer Mauer oder Verschalung eingebrachten Kleinschlag mit Zementmilch zu verpressen und so zu verfestigen. Im Bergbau wird von diesem Verfahren zuweilen zur Erzielung eines guten Anschlusses von Mauerwerk an das Gebirge sowie zur Erhöhung der Wasserdichtigkeit in Strecken und beim Schachtbau Gebrauch gemacht. Es wird auch als Zementieren bezeichnet.

71. — Das Spritzbetonverfahren. Dieses Verfahren, auch *Torkretieren* genannt, dient zum Auftragen einer dünnen Betonschicht. Mittels Druckluft wird hierbei die Betonmasse aus der Mischmaschine durch Schläuche auf die Streckenwand aufgeschleudert, wobei das Wasser erst an der Schlauch-

[1] HAARMANN: Erfahrungen im Streckenausbau der Zeche Minister Achenbach. Glückauf 1940 S. 473.

mündung zugesetzt wird. Die horizontale Entfernung zwischen Maschine und Arbeitsstelle kann bis 200 m, die vertikale bis 100 m betragen. Die aufgeschleuderte Betonschicht ist nicht als Ausbau zu betrachten, vielmehr soll sie das Gebirge vor den Einwirkungen der Feuchtigkeit und des Sauerstoffs der Wetter schützen, also Verwitterungserscheinungen verhüten und durch glattere Wandungen den Wetterwiderstand verringern. Durch Bedecken der Stöße mit einem Drahtnetz, gegen das der Beton gespritzt wird, läßt sich die Widerstandsfähigkeit des Verputzes noch steigern. Auch kann die Mörtelmischung, auf Holzausbau gespritzt, dessen Lebensdauer steigern und seine Entflammbarkeit erschweren. Auch Stahlausbau wird torkretiert, z. B. in Sumpfstrecken. Hierbei muß allerdings darauf geachtet werden, daß die Schicht dicht und vollständig ist und von den Grubenwässern nicht angegriffen wird. Auch zur Erhöhung der Dichtigkeit von Brand- und Wetterdämmen kann eine aufgespritzte Betonschicht vorteilhaft sein. Neuerdings wird Spritzbeton im Stollenbau mit einer Schichtdicke von 5—10 cm auch als vorläufiger Ausbau an Stelle von Holz verwendet.

Die Spritzvorrichtung ermöglicht bei einem Luftverbrauch von 4 bis 8 m^3/min und einer Schichtdicke von 2 cm eine Oberflächenleistung von 30—50 m^2/h.

d) Der Ausbau in Stahlbeton

72. — Der Stahlbetonausbau. Da Stahlbeton noch größere Festigkeitswerte aufweist als reiner Beton und insbesondere auch imstande ist, Zugbeanspruchungen aufzunehmen, hat man trotz seines hohen Preises vielfach versucht, ihn auch im Streckenausbau anzuwenden, und zwar sowohl als geschlossenen Ausbau als auch in Form von Stahlbetonsegmenten. Die Erfahrungen waren jedoch im allgemeinen sehr ungünstig. Insbesondere haben sich Instandsetzungsarbeiten und das Auswechseln des Ausbaus wegen der Stahleinlagen als sehr schwierig erwiesen. Stahlbetonausbau ist daher im Ruhrbergbau und auch in den meisten anderen Bergbaugebieten nicht mehr zu finden.

e) Der Ausbau in Betonformsteinen

73. — Allgemeines. Betonformsteine haben gegenüber Ziegelsteinen zwei Vorteile. Einmal kann man sie größer als diese und in Formen herstellen, die den verschiedenen Arten des Streckenquerschnitts sowie den Druckbeanspruchungen besser angepaßt sind. Außerdem ist ihre Druckfestigkeit größer. Letztere wechselt naturgemäß je nach dem Mischungsverhältnis, je nach Art und Korngröße der Zuschlagstoffe sowie nach der Sorgfalt ihrer Herstellung. Die Festigkeit der Betonformsteine beträgt heute durchweg 500—600 kg/cm^2. Jedoch lassen sich auch Druckfestigkeiten von 700 kg/cm^2 und darüber erreichen.

74. — Die Herstellung der Steine. Die Herstellung der Steine erfordert besondere Sorgfalt. Großer Wert ist auf die richtige Kornzusammensetzung der Zuschlagstoffe zu legen, wobei die Korngrößen so zusammengesetzt werden, daß eine Siebanalyse zwischen den Sieblinien *D* und *E* der Vorschriften des Deutschen Normenausschusses für den Stahlbeton liegt (vgl. Abb. 359, S. 426).

Die Mischung von Zuschlagstoffen, Zement und Wasser, geschieht in Zwangsmischern. Der frische Beton wird alsdann in Formen, die den gewünschten Abmessungen der Steine entsprechen, verdichtet. Hierbei tritt das Rüttelverfahren immer mehr an Stelle des Stampfens, das sehr von der Sorgfalt des Arbeiters abhängig ist. Beim Rütteln sind Maschineneinheiten üblich, mit denen bis zu 18 Steine in einem Arbeitsvorgang verdichtet werden können. Die Entschalung der Steine geschieht hydraulisch, wobei sich die Maschine vorwärts bewegt und die Steine in Ruhe bleiben. Um ein Verbrennen der Steine infolge der Erstarrungs- und Erhärtungswärme zu vermeiden, hält man sie in den ersten 6—7 Tagen durch ein Wasserbad oder mittels Nebeldüsen feucht. Der Erhärtungsvorgang kann durch die sog. Dampferhärtung so beschleunigt werden, daß der Stein schon nach 24 Stunden bewegt und nach 8 Tagen eingebaut werden kann.

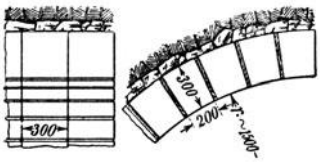


Abb. 393. Betonkeilsteine

Die Länge der Steine entspricht der Mauerwandstärke und liegt bei 40—60 cm. Sie ist nach oben durch den Wunsch begrenzt, dem Stein kein

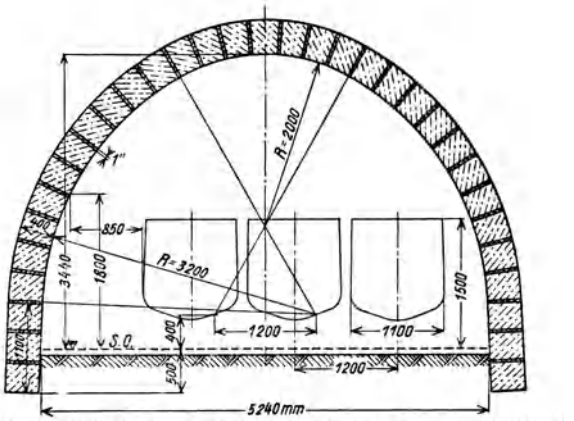


Abb. 394. Füllortausbau in Betonformstein (Keil- und Parallelsteine)

höheres Gewicht als 50 kg zu geben, damit er beim Vermauern noch von einem Mann gehandhabt werden kann.

75. — Die verschiedenen Steinformen. Die Form der Steine richtet sich nach der Form des geplanten Ausbaus. Der in Abb. 393 gezeigte einfache *Keilstein* ist am gebräuchlichsten. Dies ist auf den Umstand zurückzuführen, daß der Beton ausschließlich eine Formgebung gegen Druckbeanspruchungen erfordert, was um so mehr erreicht ist, je stärker sich die Steinform einem Parallelepiped nähert. Der Kreis oder Kreisbogen sind in der Herstellung am einfachsten, da man mit einer Steinsorte auskommt. Wechselt dagegen der Radius, wie z. B. bei einem elliptischen Profil, so sind zwei oder drei Steinsorten herzustellen, damit sich aus ihrer Zusammensetzung das gewünschte Profil ergibt (Abb. 394).

Von den verschiedentlich vorgeschlagenen Sonderformen hat sich der *Doppelkeilstein* der Firma Herzbruch in Essen durchgesetzt und Bedeutung erlangt. Er eignet sich insbesondere für Füllörter, Umtriebe und Kammern, aber auch für Strecken. Die Herzbruchsteine haben die Form einer abgestumpften Pyramide. Sie werden zu Keilringen aufgebaut, und zwar so, daß der eine Ring aus Steinen besteht, deren breite Seite nach außen gerichtet ist, während in den beiden benachbarten Ringen die breite Seite nach innen liegt (Abb. 395). Zugleich sind die Steine, die mit ihrer breiten Seite nach dem Gebirge zu liegen, etwas länger, so daß der Gebirgsdruck zunächst auf die größeren und leicht vorstehenden Steinflächen wirkt, während die mit der breiteren Seite nach innen liegenden Steine vornehmlich in der Streckenachse wirkende Kräfte aufnehmen sollen. Es ist demnach nicht jeder Ring als eine Ausbaueinheit für sich anzusehen: vielmehr wirkt der einzelne Ring in Verbindung mit seinen Nachbarringen. Der Druck wirkt deshalb auf eine größere Fläche.

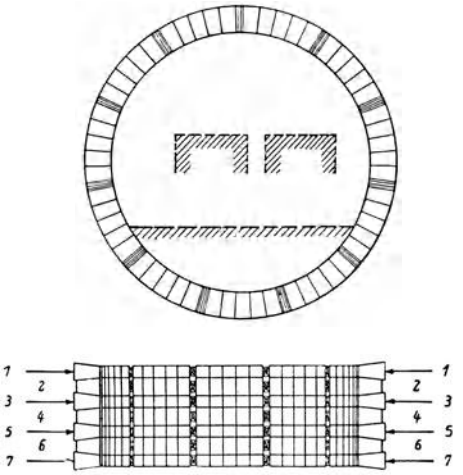


Abb. 395. Ringausbau mit Herzbruch-Betonformsteinen

76. — Die Vermeidung von Kantenpressungen. Für die Haltbarkeit des Betonformsteinausbaus ist es notwendig, Kantenpressungen der einzelnen Steine zu vermeiden. Hierzu ist ein satter Anschluß des Ausbaus an das Gebirge und somit eine gute Hinterfüllung wichtig. Dieses geschieht am besten durch von Hand eingebrachten Beton oder durch Verpressen mit Zement oder Zementmörtel, ein Verfahren, durch das zugleich Klüfte im anstehenden Gebirge geschlossen werden können. Ein weiteres Mittel besteht in Holzeinlagen, die in die waagerechten Fugen zwischen die einzelnen Steine gelegt werden. Am besten haben sich hierzu Bretter von 2—3 cm Stärke bewährt. Zu warnen ist jedenfalls vor mit Zwischenräumen verlegten schmalen Holzbrettchen, da durch sie eine ungleichmäßige Beanspruchung der Steine und ihre Zerstörung durch Rißbildung bewirkt wird. In Sumpfstrecken können dagegen Holzzwischenlagen meist nicht verwandt werden, da das Holz frühzeitig faulen würde. Man legt dann die Steine trocken aufeinander oder verbindet sie wie Ziegelsteinmauerwerk durch Zementmörtel.

77. — Anwendungsbereich des Betonformsteinausbaus. Der Betonformsteinausbau vermag als geschlossener Ausbau von erheblicher Wandstärke große Druckbeanspruchungen aufzunehmen. Da er jedoch Zug gegenüber wenig widerstandsfähig ist, eignet er sich in erster Linie für nur solche Strecken, die hauptsächlich dem statischen und weniger dem durch Abbauwirkungen ausgelösten dynamischen Gebirgsdruck ausgesetzt sind. Füllörter, Hauptquerschläge, Sumpfstrecken und Richtstrecken sowie Kammern

sind daher sein Hauptanwendungsgebiet. Abb. 396 zeigt ein mit Herzbruchsteinen ausgebautes Füllort im Querschnitt.

78. — Vergleichender Rückblick über den Ausbau von Gesteinstrecken. Für den Ausbau von Gesteinstrecken stehen Holz, Stahl, Ziegelsteine, Betonformsteine und Stampfbeton sowie Verbindungen dieser verschiedenen Materialien zur Verfügung. Holz ist am billigsten, aber auch am schwächsten. Stahl weist die größte Festigkeit auf, kann bei den verschiedensten Streckenquerschnittsformen verwendet werden und Druck-, Biege- und Zugbeanspruchungen aufnehmen. Allerdings ist er wesentlich teurer als Holz.

Eine Wertung der verschiedenen Stahlausbauformen ist nicht einfach. Regeln, aus denen die Bereiche ihrer Anwendbarkeit sich ergäben, lassen sich nicht aufstellen. Die schwächste Stahlausbauart ist infolge seiner ungünstigen statischen Form zweifellos der Türstock. Und doch genügt er vielfach in standfestem Gebirge, zumal, wenn er dynamischen Beanspruchungen nur in geringem Maße ausgesetzt ist. Im allgemeinen hält man den Stahlvieleckausbau für etwas weniger widerstandsfähig als den Stahlbogen und diesen für etwas schwächer als den starren Ring. Naturgemäß sind hierbei gleiche Metergewichte und gleiche Bauabstände angenommen. Es gilt dieses auch nur unter der Voraussetzung, daß es darauf ankommt, durch große Starrheit die Ausgleichszone um den Streckenhohlraum weitgehend zu begrenzen. In vielen Fällen, insbesondere bei stärkeren dynamischen Beanspruchungen, kommt es aber hierauf offenbar nicht so sehr an. Eine gewisse Nachgiebigkeit und Gelenkigkeit ist daher insbesondere bei Tonschiefer günstiger. Hier haben sich der nachgiebige Bogen oder der Ringausbau mit Rinnenprofilen oder der gelenkige Stahlvieleckausbau besser bewährt als die starren Ausbauformen.

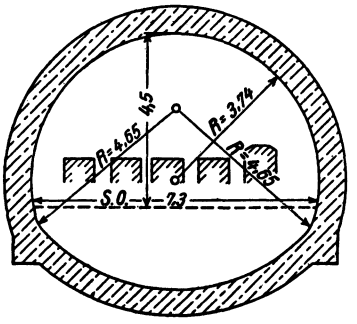


Abb. 396. Füllortausbau mit Herzbruch-Betonformsteinen

Bei einem Vergleich zwischen Ausbau in Stein und Ausbau in Stahl oder Holz ist zu beachten, daß die Druckfestigkeit von Ziegelsteinen und Beton größer ist als die des Holzes. Weiterhin handelt es sich beim Ausbau in Stein um einen geschlossenen Ausbau, bei Stahl und Holz jedoch nur um einzelne, in der Regel in Abständen von 1 m aufgestellte Gestelle. Dagegen ist Stein (einschl. Beton) im Gegensatz zu Stahl nicht imstande, Biege- und Zugbeanspruchungen zu ertragen und erfordert infolge seiner größeren Wandstärke einen umfangreicheren Ausbruch. Auch Instandsetzungsarbeiten sind umständlich und kostspielig. Er beschränkt sich deshalb meist auf Strecken, die wenig unter Abbaueinwirkungen zu leiden haben, und auf große Räume, wie Füllörter und Kammern.

Für die Wahl des Ausbaumaterials ist auch die Größe des Streckenquerschnitts von Bedeutung. Reiner Holzausbau ist im Steinkohlenbergbau im allgemeinen nur bis zu einem Querschnitt von 4—6 m^2 angebracht. In

Strecken von 6—10 m² empfiehlt sich bei günstigen Gebirgsverhältnissen und trockenem Wetterstrom die Stahlkappe mit Holzstempeln, bei weniger günstigen Bedingungen dagegen der reine Stahlausbau in seinen verschiedenen Ausführungsformen, daneben auch der Ausbau in Stein. Bei Streckenquerschnitten von mehr als 12 m² ist die Verwendung von Holz überhaupt nicht mehr angebracht. Für Stahl gibt es eine solche obere Grenze nicht. Es ist aber zu beachten, daß der Preisvorsprung des Stahlausbaus im Vergleich zu Betonformstein oder Stampfbeton bei größeren Querschnitten langsam zurückgeht, da die Stahlringe enger gesetzt werden müssen oder sehr schwere Profile notwendig werden.

Bei Räumen von 18—20 m² wird der Kunststeinausbau dem Stahl vielfach vorgezogen, besonders dann, wenn dynamische Druckbeanspruchungen nicht zu erwarten sind. Am schwächsten ist von den verschiedenen Ausbauarten in Stein das Ziegelmauerwerk. Es hat allerdings gegenüber dem Stampfbeton den gleichen Vorteil wie der Betonformsteinausbau, nämlich sofort nach dem Einbau Beanspruchungen aufnehmen zu können. Stampfbeton erfordert dagegen eine Erhärtungszeit von etwa 4 Wochen, die aber in Gesteinstrecken, die weitab vom Abbau liegen, vielfach gegeben ist. Ein Nachteil des Ausbaus in Ziegelstein ist schließlich, daß er vielfach bei nicht gutartigem Gebirge einen vorläufigen Ausbau erfordert und erst in einiger Entfernung von der Ortsbrust eingebracht werden kann. Betonformsteinausbau kann jedoch bis nahe an die Ortsbrust heranrücken. Lediglich in der Firste ist ein vorläufiger Holzverzug zur Sicherung der Arbeitsstelle erforderlich. Vorteilhaft ist dagegen, daß er von allen Ausbauarten den niedrigsten Reibungsbeiwert aufweist und dem Wetterstrom daher den geringsten Widerstand entgegensetzt. Auch ermöglicht er eine gute Isolierung gegen Wärme und Feuchtigkeit und bietet wenig Gelegenheit für die Ablagerung von Kohlenstaub und die Ansammlung von Schlagwettern.

Die *Ausbaukosten* von Gesteinstrecken schwanken je nach Ausbaumaterial, nach Größe des Streckenquerschnitts und nach dem Bauabstand in weiten Grenzen. Besonders die Lohnkosten zum Einbringen der verschiedenen Ausbauarten sind unterschiedlich hoch. So können die Streckengestelle aus Holz oder Stahl im allgemeinen mit einem geringeren Arbeitsaufwand eingebracht werden als der Ausbau in Mauerung oder in Beton. Außerdem erfordern letztere einen wesentlich größeren Ausbruchsquerschnitt. Eine Gesteinstrecke, ausgebaut mit Streckengestellen aus Stahlbögen oder Stahltürstöcken, benötigt bei 12 m² Nutzquerschnitt einen Ausbruchsquerschnitt von 14—15 m², eine Gesteinstrecke in Betonformstein-, Ziegelstein- oder Stampfbetonausbau bei demselben Nutzquerschnitt dagegen einen Ausbruchsquerschnitt von 17—18 m². Der Ausbau in Stein ist, bezogen auf den gleichen Nutzquerschnitt, etwa 20—25% teurer als Stahlausbau. Bei einem Nutzquerschnitt von 12 m² betragen die Ausbaukosten für Stahl rd. 400 bis 500 DM/m und für Stein rd. 500—600 DM/m. Der Holzausbau ist wegen der niedrigen Materialkosten nur rund halb so teuer wie Stahlausbau.

Die Wirtschaftlichkeit eines Ausbaus hängt nicht nur von den Anlagekosten, sondern auch von den Unterhaltungskosten ab. Die Bedeutung der letzteren erhellt allein aus der Tatsache, daß sie auf vielen Steinkohlen-

gruben fast ebenso hoch sind wie die Auffahrungskosten des Gesteinstreckennetzes.

Die richtige Wahl des Ausbaus und die zweckmäßige Bemessung seiner Stärke ist vielfach eine schwierige Aufgabe. Ihn stärker zu machen als notwendig, ist in der Regel der kleinere Fehler. Die Wahl eines zu schwachen Ausbaus führt dagegen zu höheren Gesamtkosten.

79. — Hilfsmittel beim Ausbau von Strecken und großen Räumen. Da die Ausbauarbeit körperlich schwer ist und einen großen Arbeitsaufwand erfordert, ist es angezeigt, sie durch Anwendung von Hilfsmitteln besonderer Art zu erleichtern und damit auch Kosten zu sparen. Der Umfang der Ausbauarbeit nimmt mit der Größe des Streckenquerschnitts zu und ist außerdem von der Art des verwendeten Ausbaumaterials abhängig.

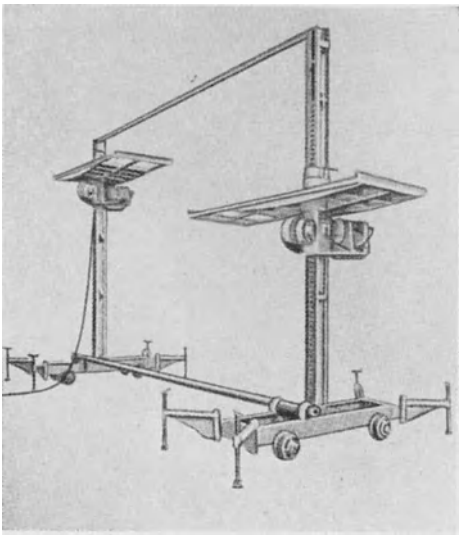


Abb. 397. Großraum-Ausbaumaschine

Streckengestelle, also Türstöcke, Bögen, Ringe, können bis zu lichten Querschnitten von rd. 12 m² von der Sohle aus eingebracht werden, wobei die Kappen zumeist vom Haufwerk aus auf Vorfangschienen aufgelegt und auch zugleich verzogen werden. Fahrten oder auch Bohr- oder Lademaschinen als Ausbauhilfen zu verwenden, ist jedoch auch hier schon von Vorteil. Bei größeren Streckenquerschnitten ist man zur Verwendung von Bühnen gezwungen, um überhaupt an der Firste arbeiten zu können. Vielfach haben sich einfache Bühnen aus Bohlen, die auf Schienen am Streckenstoß verlagert werden, als ausreichend erwiesen. Sie haben jedoch den Nachteil, daß die körperliche Arbeit des Hochhebens der Ausbauteile nicht erleichtert wird. Deshalb werden in neuerer Zeit maschinell betätigte Bühnen, und zwar besonders in Füllörtern oder an Abzweigungen von Strecken größeren Querschnitts verwendet[1]. Eine solche ist die von der Buschmann K.G., Essen-Kray, hergestellte Großraum-Ausbaumaschine, wie sie in Abb. 397 dargestellt ist. Auf zwei fahrbaren Wagengestellen, die während der Arbeit durch Spindeln abgestützt werden, sind zwei Masten angeordnet, von denen jeder eine Arbeitsbühne trägt. Die größte Höhe der Masten beträgt 10 m. Jede Arbeitsbühne hat eine Fläche von 2 m mal 1 m und kann mittels eines

[1] Pfuhl, K.: Der Neu-Zweitausbau eines Hauptschachtfüllortes. Bergfreiheit 1950 Heft 11; — ferner R. Schmidt: Die horizontale Ausrichtung einer neuen Hauptfördersohle auf einem Steinkohlenbergwerk unter Nutzung technischer Neuerungen. Nobelhefte 1956 S. 204.

Motors am Mast auf- und niedergefahren werden. Die größte Hublast beläuft sich auf 3 t. Die Ausbaumaschine, die auch als Bohrbühne dienen kann, erlaubt eine Steigerung der Ausbruchleistung je MS um 20—30% und der monatlichen Auffahrung um 50%.

Beim Ausbau in Ziegelsteinmauerung, Stampfbeton oder Betonformsteinen müssen Lehrbögen benutzt werden, um dem Ausbau eine feste Auflage bis zur Verfestigung zu geben. Bei Beton muß zudem die Verschalung getragen werden. Hierbei hat sich die Großraum-Ausbaumaschine von Buschmann ebenfalls gut bewährt. Aber auch einfache Materialaufzüge, wie sie über Tage Verwendung finden, können in Verbindung mit starren Bühnen benutzt werden.

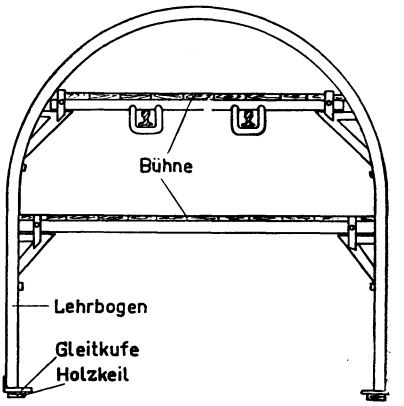


Abb. 398. Lehrbogen mit Ausbaubühnen

In mehreren Fällen hat man auch Bühne und Lehrbögen verbunden, so wie es in Abb. 398 dargestellt ist. Je zwei oder drei Lehrbögen werden untereinander verbunden und im ganzen durch Holzkeile in die Höhe, d. h. in die richtige Einbaulage getrieben. Von den eingezeichneten Bühnen aus wird dann gemauert. Zum Lösen der Vorrichtung ist nur das Herausschlagen der Keile erforderlich, wodurch die Lehrbögen sich um 5—10 cm absenken und sich die Verschalung vom Stoß löst. Das Lösen, Vorziehen und Neuaufstellen dieser gekoppelten Lehrbögen nimmt etwa nur die Hälfte der Zeit in Anspruch, die notwendig ist, wenn jeder Lehrbogen für sich neu gesetzt werden muß.

C. Getriebe- und Abtreibezimmerung

80. — Wesen des voreilenden Ausbaus. Während die vorstehenden Erörterungen sich stets auf einen Ausbau bezogen, welcher der Hereingewinnung nachfolgt, bezwecken verschiedene hierher gehörende Ausbauverfahren die Sicherung der Firste oder auch der Stöße und der Sohle vor der Gewinnung der Gebirgsmassen, so daß diese in vielen Fällen durch den Ausbau überhaupt erst ermöglicht wird. Wo es sich um den Ausbau von Strecken handelt, wird dieses Verfahren durch die verschiedenartigen Getriebezimmerungen vertreten, während ihm in den Abbaubetrieben der Vorsteck- oder Vortreibeausbau entspricht.

81. — Getriebe- oder Abtreibezimmerung in Strecken. Allgemeines. Bei dieser Streckenzimmerung sind verschiedene Möglichkeiten gegeben. Einerseits kommt es darauf an, ob es sich um den Streckenvortrieb durch hereingebrochene Massen oder durch anstehendes, rolliges Gebirge handelt, und anderseits kann das Abtreiben in verschiedenem Umfang stattfinden, je nachdem ob nur die Firste durch Abtreiben zu sichern ist *(Firstengetriebe)* oder ob auch die Stöße (vielfach auch die Sohle) eine solche Sicherung erfordern *(Strecken- oder Stollengetriebe)*.

Für den Steinkohlenbergbau, der es durchweg mit festem Gebirge zu tun hat, spielt die Getriebezimmerung eine bedeutend geringere Rolle als für den Braunkohlentiefbau, wo vielfach mit rolligem oder gar schwimmendem Gebirge gerechnet werden muß. Auch für den Erzbergmann kommt diese Zimmerungsart hin und wieder in Frage, z. B. beim Querbau von oben nach unten. Über das Getriebeverfahren beim Schachtabteufen im

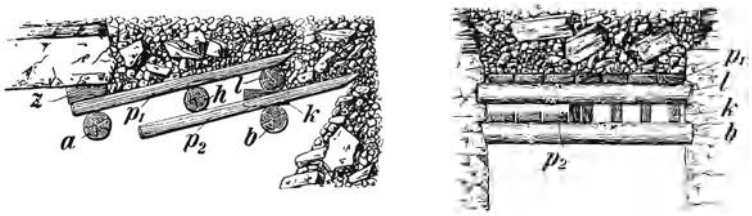


Abb. 399. Firstengetriebe mit Anstecken von einem „Firstenstempel" aus.
a, b Firstenstempel; — *h* Hilfsstempel; — *k* Pfändkeile; — p_1 p_2 Getriebepfähle; — *z* Zwickkeil; — *l* Pfändlatte

schwimmenden Gebirge ist im Abschnitt „Schachtabteufen" das Erforderliche gesagt worden.

Das Wesen der Getriebezimmerung (Abb. 399 und 400) besteht darin, daß von einer fest eingebauten Zimmerung aus die sog. *Getriebepfähle* p_1 p_2 nach vorn getrieben werden, und zwar unter solchem Winkel schräg nach oben, daß unter ihrem vorderen Ende wieder Platz für eine neue Zimmerung geschaffen wird. Diese Pfähle bestehen aus hartem Holz. Ihr vorderes Ende, das Schwanzende, wird einseitig zugeschärft, um leicht in die losen Massen eindringen zu können, und zwar kommt die schräge Fläche nach dem Streckeninneren zu liegen, damit die Pfähle durch die Widerstände, auf die sie stoßen, eher nach außen als nach innen gedrängt werden. Zur Verhütung des Absplitterns beim Antreiben sind ihre vorderen und hinteren scharfen Kanten abgeschrägt. Die Pfähle liegen dicht an dicht, so daß jeder durch die beiden Nachbarpfähle geführt wird.

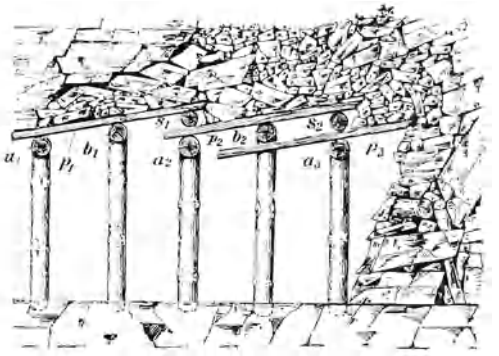


Abb. 400. Firstengetriebe mit Anstecken von einem Türstock aus.
a_1 — a_3 Türstöcke; — b_1 b_2 Hilfstürstöcke; — p_1 — p_3 Getriebepfähle; — s_1 s_2 Pfändlatten

82. — Firstengetriebe. Das einfachste Getriebe, das Firstengetriebe, wird durch die Abb. 399 und 400 veranschaulicht. Nur die Firste braucht abgefangen zu werden. Sind die Stöße genügend zuverlässig für die Herstellung von Bühnlöchern, so genügt (Abb. 399) ein Firstenstempel *a* als Grundlage des ersten Getriebes, der dann als Anstecker bezeichnet wird. In Abb. 400 ist eine weniger gute Beschaffenheit der Stöße angenommen,

weshalb hier von einem Türstock a_1 aus angesteckt wird. Die gesamten Vorrichtungen faßt man unter dem Begriff der *Pfändung* zusammen.

Zur Festlegung der schrägen Richtung der Pfähle dient zunächst ein zweites, etwas weiter rückwärts verlagertes Rundholz, die *Spannpfändung*, die nach dem Vortreiben der Pfähle auf die ganze Länge durch Zwickkeile z ersetzt wird. Ist etwas Platz geschaffen, so werden die Pfähle durch Einbringen eines Hilfsstempels h (Abb. 399) oder durch die Kappe eines Hilfstürstocks (b_1 und b_2 in Abb. 400) gestützt. Stempel und Kappe dienen gleichzeitig zur Festlegung der Pfahlrichtung für das nächste Getriebe. Sind die Pfähle um eine Feldbreite vorgetrieben, so werden sie durch die *Pfändlatte* l (Abb. 399) oder s_2 (Abb. 400) unterfangen, unterhalb deren dann der neue Firstenstempel b oder Türstock a_3 eingebaut wird. Zwischen Firstenstempel b und Pfändlatte l (Abb. 399) wird durch die *Pfändkeile* k ein genügend hoher Raum festgelegt, der das reibungsfreie Eintreiben der nächsten Pfahlreihe p_2 gestattet.

Die Pfähle werden mit dem Treibfäustel angetrieben, und zwar immer in kleinen Absätzen. Es muß vor allen Dingen verhütet werden, daß über den Pfählen Hohlräume entstehen, weil durch deren Zubruchgehen die Zimmerung zerstört werden kann. Daher sind die Schwanzenden der Pfähle nie völlig freizulegen.

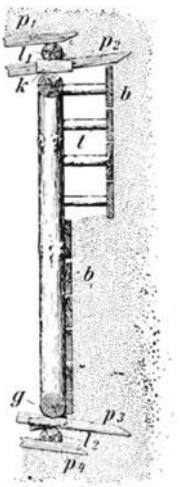


Abb. 401. Streckengetriebe mit Ortsvertäfelung. p_1—p_4 Getriebepfähle; — l_1—l_2 Pfändlatten; — g Sohlenholz; — k Pfändkeil; — b Ortsvertäfelung

83. — Streckengetriebe und Vertäfelung. Beim Streckengetriebe (Abb. 401) müssen auf allen Seiten Pfähle vorgetrieben werden, unter Umständen auch auf der Sohle. Als *Anstecker* dienen also Kappe und Beine des Türstocks, nötigenfalls auch das Sohlenholz. Ebenso wird der Hilfstürstock hier auch an den Seiten beansprucht.

Beim Streckentreiben im Schwimmsand kommt noch eine weitere Vorsichtsmaßregel hinzu, nämlich das Zurückhalten des Ortsstoßes selbst durch die *Ortsbretter* oder *Zumachebretter* b (Abb. 401), die zusammen die *Vertäfelung* bilden. Dabei muß das Abfließen von Wasser ermöglicht werden, weil dadurch die Zimmerung entlastet wird. Der Sand dagegen ist sorgfältig zurückzuhalten. Das geschieht durch Verstopfen der Fugen mit Stroh, Heu u. dgl. — Bei besonders starkem Druck müssen die Zumachebretter ihrerseits noch wieder aus einzelnen Stücken zusammengesetzt werden, die für sich wieder abzuspreizen sind. Der tägliche Fortschritt bemißt sich in solchen Fällen manchmal nur nach Zentimetern.

D. Der Ausbau in Abbaustrecken

a) Der Holzausbau

84. — Der Deutsche Türstock. Die seit alters gebräuchliche zusammengesetzte Zimmerung im eigentlichen Sinne ist die Türstockzimmerung. Jeder

einzelne Türstock besteht aus der *Kappe* und den beiden *Stempeln* oder „Beinen". Die Kappe liegt in der Regel söhlig oder annähernd söhlig; sie hält den Druck von oben her ab. Die Beine haben zunächst die Aufgabe, die Kappe zu tragen, sollen aber auch den Druck von den Stößen her abhalten und werden daher bei der Deutschen Türstockzimmerung mit etwas Schräglage (Strebe) aufgestellt (Abb. 402).

Nach den Gesetzen der Mechanik ist der Türstock, da er sich sowohl in den Bühnlöchern als auch in den Verbindungen zwischen den Stempeln

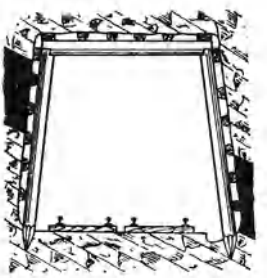


Abb. 402. Deutscher Türstock in Holz

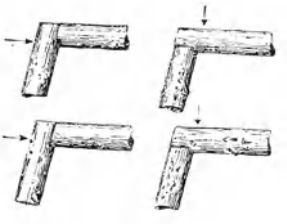


Abb. 403. Verblattung beim Deutschen Türstock

und der Kappe verschieben kann, als gelenkiges Stabviereck anzusehen[1]. Die Stempel werden bei geringer Länge auf Druck, bei größerer zusätzlich auf Knickung und bei Seitendruck auch auf Biegung beansprucht. Bei der Kappe tritt hauptsächlich Biegebeanspruchung auf. In schmalen und hohen Strecken werden die Stempel, in breiten und niedrigen die Kappen ungünstiger und stärker beansprucht.

Die Teile des Deutschen Türstocks werden durch eine *Verblattung* verbunden. Durch sie wird der Türstockrahmen in den Stand versetzt, Firsten- und auch Seitendruck zu widerstehen. Man kann ihr je nach Bedarf eine größere Widerstandskraft nach der einen oder anderen Richtung verleihen. So zeigt Abb. 403 oben links eine Verblattung für vorwiegenden Seiten-, oben rechts eine solche für vorwiegenden Firstendruck. Überwiegt der Druck aus der einen oder der anderen dieser Richtungen bedeutend, so braucht nur der Stempel oder die Kappe mit Blatt versehen zu werden (Abb. 403 unten).

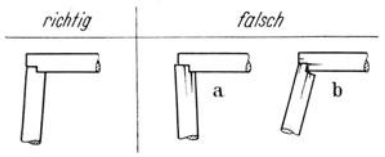


Abb. 404. Verblattung bei der Türstockzimmerung

Da die Stempel durch die Verblattung geschwächt werden, stellt man sie mit ihrem dickeren Ende nach oben. Man kommt dann auch mit engeren Bühnlöchern aus und legt die schwächste Stelle nach unten, wo ein Nachgeben erwünscht ist und das Anspitzen oder Anschärfen zur Erzielung einer Nachgiebigkeit am wenigsten Arbeit macht.

[1] KÜHN, P.: Statische Betrachtung der Formen des Streckenausbaus unter Tage. Glückauf 1930 S. 395.

Die Türstockzimmerung verlangt sorgfältige Arbeit. Die bei ihr am häufigsten gemachten Fehler laufen schließlich immer darauf hinaus, daß das Holz zum Spalten veranlaßt wird. Jede Zimmerung muß demgemäß so ausgeführt werden, daß das Holz möglichst wenig auf Zug quer zur Faserung beansprucht wird, weil in dieser Richtung seine Widerstandsfähigkeit äußerst gering ist. Eine solche ungünstige Beanspruchung kann z. B. herbeigeführt werden durch zu kleine Auflageflächen infolge mangelhafter Bearbeitung (Abb. 404) oder durch unrichtiges Anbringen eines Kopfkeils.

Die besondere Ausgestaltung der Zimmerung läuft in Abbaustrecken meist darauf hinaus, die Kappe möglichst widerstandsfähig zu machen, die Stempel dagegen durch Anspitzen oder Anschärfen am unteren Ende zu schwächen. Wo die längere Standdauer eine stärkere Nachgiebigkeit durch öfteres Nachschärfen und die Verwendung von Fuß-Quetschhölzern erfordert und wo Seitendruck abzuwehren ist, kommen nur die zweiseitig angeschärften Stempel in Betracht. Zur Erhöhung der Nachgiebigkeit dienen ein oder zwei weiche Holzstücke (Quetschhölzer), die in genauer Verlängerung der Stempel auf die Kappen oder unter die Beine gelegt werden müssen.

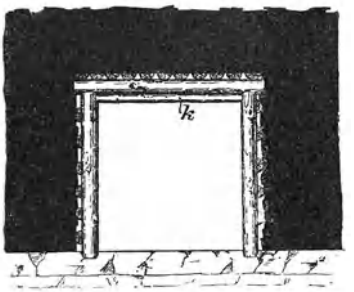


Abb. 405. Schlesischer Türstock mit Kopfspreize (*k*)

Abb. 406. Ausbildung der Schar beim Schlesischen Türstock

Der Deutsche Türstock hat den Vorzug, sich verschiedenartigen Druck- und Lagerungsverhältnissen anpassen zu lassen und billig zu sein. Wenn er besonders im Steinkohlenbergbau immer mehr durch den Stahlausbau verdrängt wird, so liegt das in der Hauptsache daran, daß er sich nur für geringen Gebirgsdruck eignet und in Abbaustrecken, von geringmächtigen Flözen abgesehen, nicht nachgiebig genug ist.

85. — Der Schlesische Türstock[1]. Beim Schlesischen Türstock (Abb. 405), wie er im oberschlesischen Bergbau die Regel bildet, aber auch im Erzbergbau, Flußspatbergbau usw. benutzt wird, werden die Beine oben nur ausgekehlt (mit einer Schar versehen). Die sorgfältige Ausrundung mit der Axt verdient den Vorzug vor dem Doppelsägeschnitt (Abb. 406). Auch ist es wichtig, daß die Kappe auf der ganzen Länge des Aufschnitts aufliegt. Die Sicherung gegen Seitendruck wird bei der Schlesischen Türstockzimmerung durch Eintreiben der Kopfspreize (*k* in Abb. 405) zwischen beide Beine erreicht. Am Stempelfuß wird der Seitendruck nur durch den Abscherwiderstand des Sohlengesteins im Bühnloch aufgenommen. Diese Türstockzimmerung ist, weil bei ihr die Kappe nicht angeschnitten wird, gegen

[1] WINKELMANN, H.: Über Türstock, Schalholzausbau und andere Bezeichnungen bergmännischer Ausbauformen. Glückauf 1949 S. 889.

reinen Firstendruck sehr widerstandsfähig. Sie zeichnet sich außerdem durch ihre einfache Bauart aus.

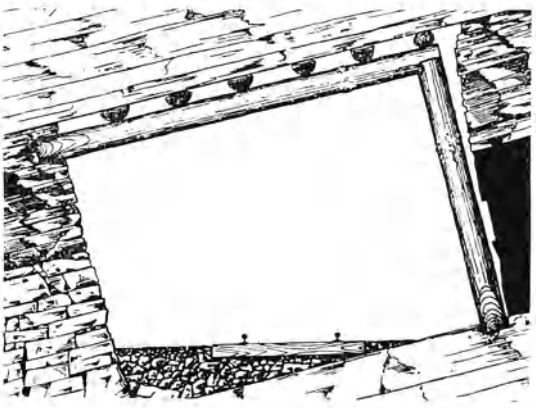


Abb. 407. Halber Türstock in flacher Lagerung

86. — Abarten des Deutschen Türstocks. Als eine Abart des Deutschen Türstocks ist zunächst der *halbe Türstock* oder Handweiser zu be-

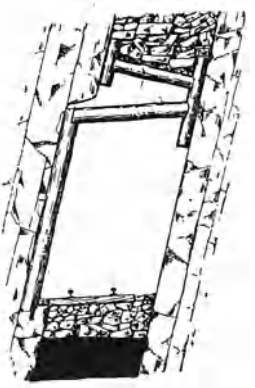


Abb. 408. Halber Türstock in steiler Lagerung

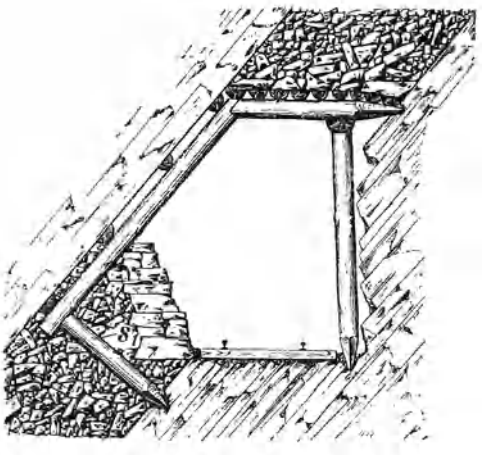


Abb. 409. Halber Türstock mit Bockstempel am Liegenden

zeichnen. Abb. 407 gibt ein Beispiel des halben Türstocks aus der flachen Lagerung, Abb. 408 ein Beispiel aus der steilen Lagerung wieder. Auch die Ausbauart nach Abb. 409 kann hierzu gerechnet werden, obwohl sie früher zu den Kappenausbauten gezählt wurde. Die Kappe des halben Türstocks

ist angespitzt und wird durch einen angespitzten *Bockstempel* mit Quetschholz unterfangen. Das Hangendholz ist durch einen gespitzten Bahnstempel (s_1) gesichert.

Zur Erhöhung der Widerstandsfähigkeit von Kappen und Stempeln gegen die bei Holz besonders ungünstige Biegungsbeanspruchung kann der Türstock mit Einbauten oder sog. *Sprengwerken* versehen werden. Es ist hierbei allerdings zu beachten, daß damit ein erhöhter Holz- und Arbeitsaufwand, eine erhebliche Querschnittsverengung und eine Erhöhung des

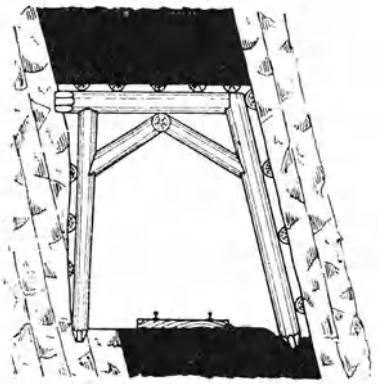


Abb. 410. Türstock mit eingebautem Spitzbau

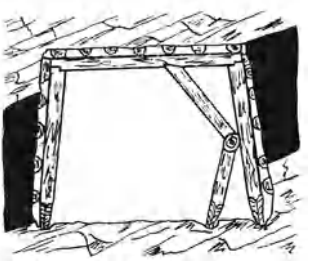


Abb. 411. Deutscher Türstock mit Kniestempelverstärkung am Oberstempel (K-Bau)

Wetterwiderstandes verbunden ist. Im allgemeinen sollten solche Einbauten daher nur als Notbehelf zur Aufrechterhaltung einer einmal in Holztürstöcken ausgebauten Strecke betrachtet und eine ähnliche Strecke in Zukunft mit Stahl ausgebaut werden.

Abb. 410 zeigt einen Türstock mit Kniekappenverstärkung, auch *Spitzbau* genannt und Abb. 411 einen Türstock mit Kniestempelverstärkung, auch *K-Bau* genannt. Diese Kniegelenkeinbauten werden im Gegensatz zu den Biegebeanspruchungen der Kappen oder Stempel auf Druck beansprucht, dem das Holz wesentlich besser gewachsen ist. Anstatt Kniekappen oder Kniestempel erst später einzubauen, kann man die Kappen oder Stempel des Türstocks von vornherein als Kniekappen oder Kniestempel ausbilden, wie es Abb. 412 zeigt. Als weitere Abart ist der *Stutztürstock* zu erwähnen. Seine Beine sind kurz und werden auf Holz- oder Bergekästen oder auch Bergemauern gesetzt (Abb. 413). Er kommt nur in Abbaustrecken der flachen Lagerung des Steinkohlenbergbaus vor.

Abb. 412. Halber Türstock mit Kniekappe

87. — Die Geviertzimmerung. Eine geschlossene Türstockzimmerung soll gegen Sohlendruck widerstandsfähig machen. Die Türstockzimmerung wird hierbei durch ein *Sohlenholz* vervollständigt. Wird dieses durch Ver-

blattung mit den Beinen verbunden, so entsteht ein geschlossener Türstock, ein *Viergespann* (Abb. 414).

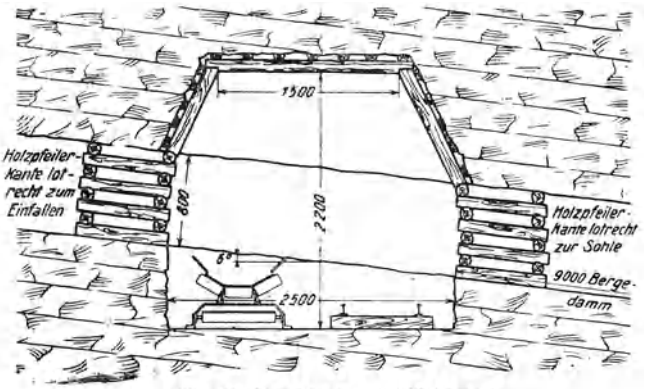


Abb. 413. Stutztürstock auf Holzkästen

Die höheren Kosten der verstärkten Türstockzimmerungen rechtfertigen sich dort, wo das Gebirge druckhaft ist, der Druck aber wegen der geringen

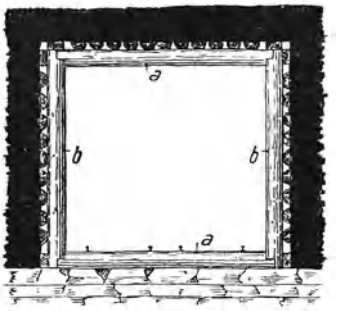


Abb. 414. Geviertzimmerung (Viergespann)

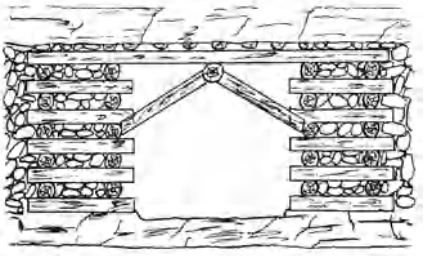


Abb. 415. Kappenausbau auf Bergekästen und Verstärkung durch zweiteiliges Sprengwerk

Teufe der Grubenbaue noch in solchen Grenzen bleibt, daß er sich durch die Sohlenhölzer abwehren läßt. Solche Verhältnisse liegen im deutschen Braunkohlentiefbau vielfach vor, wo es sich außerdem auch darum handeln kann, Schwimmsanddurchbrüche aus dem Liegenden abzuhalten.

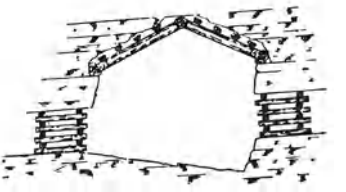


Abb. 416. Ausbau einer Abbaustrecke mit Holzkästen und Kniekappe auf einer Gesteinsbank

88. — Der Kappenausbau. Als Kappenausbau bezeichnet man einen Ausbau, bei dem eine Kappe unter das Hangende gelegt wird und beiderseits in das Gebirge eingebühnt oder auf Holzkästen, Bergekästen oder Bergemauern gelegt ist[1]. Da-

[1] WINKELMANN, H.: Über Türstock, Schalholzausbau und andere Bezeichnungen bergmännischer Ausbauform. Glückauf 1949 S. 889.

bei kann die Kappe natürlich noch zusätzlich durch einen Mittelstempel, Bockstempel oder ein Sprengwerk unterstützt werden. So stellt Abb. 415 einen Kappenausbau auf Bergekästen dar, bei dem der Einbau eines zweiteiligen Sprengwerkes notwendig geworden ist.

89. — Der Spitzbau und der Vieleckausbau. Der Spitzbau ersetzt die durchgehende Kappe durch eine Kniekappe. Abb. 416 zeigt einen zweiteiligen Spitzbau in der flachen Lagerung, der auf eine feste Gesteinsbank, getrennt von den Holzkästen, gesetzt ist. Während der Spitzbau nur bei geringem Gebirgsdruck Anwendung findet, wird der Vieleck- (Polygon-) Ausbau in stärker druckhaftem Gebirge eingebracht. In den meisten Fällen

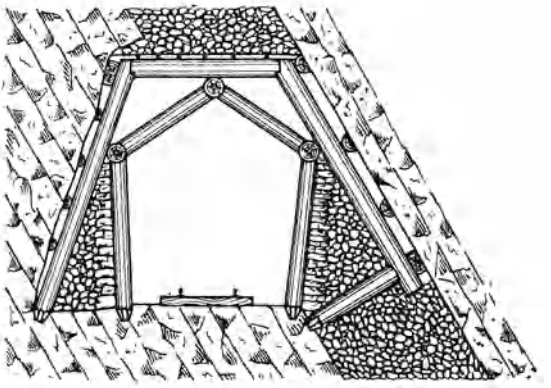


Abb. 417. Vieleckausbau als Verstärkung eines Türstocks

sogar als Verstärkung des ursprünglichen Ausbaus. So zeigt Abb. 417 einen Vieleckausbau, der einen Türstock verstärkt. Der Vieleckausbau ist immer gelenkig ausgebildet.

b) Der gemischte Ausbau in Stahl und Holz

90. — Allgemeines. Der gemischte Ausbau entwickelte sich aus der Erfahrung, daß der reine Holzausbau vielfach nicht stark genug ist, man aber die Nachgiebigkeit des Holzes nicht entbehren wollte. Man ersetzte deshalb den am meisten gefährdeten Teil der Streckenzimmerung, die Holzkappe, durch eine Stahlkappe. Beim gemischten zweiteiligen Gelenkbogenausbau werden zwei hölzerne Bauelemente eines Vielecks durch zwei Stahlbögen ersetzt.

91. — Der gemischte Türstock. Eine Stahlkappe kann bei allen Abarten des Türstocks benutzt werden. Durch Anschärfen der Holzstempel sowie durch Verwendung von Quetschhölzern kann eine gewisse Nachgiebigkeit erzielt werden. Für die Stahlkappen wurden früher fast nur warmbehandelte Altschienen benutzt, während in neuer Zeit auch Stegprofile Verwendung finden. Abb. 418 zeigt einen gemischten Türstock mit gewölbter Kappe.

Da Holz und Stahl nur schwierig miteinander verblattet werden können und außerdem die Türstockbeine gegen das Eindrücken der schmaleren

Kappe geschützt werden müssen, sind eine Reihe besonderer Verbindungen, Kappschuhe genannt, geschaffen worden. Ihnen gemeinsam ist, daß sie eine Z-Form haben, Abb. 418, und somit die Kappe außen und den Stempel innen anfassen. Meistens sind sie gegen Stoßdruck nachgiebig gestaltet. Die Holz-Stahl-Kappschuhe entsprechen in ihrer Bauart den Stahl-Stahl-Kappschuhen, weshalb auf Abb. 426, S. 470, verwiesen wird, in denen die bewährten Kappschuhe der Firma Schwesig-Buer, dargestellt sind.

Noch nachgiebiger gegen Stoßdruck ist der Kappschuh in Abb. 419. Er nimmt mit seinem Halbring den Stempel *t* auf und umfaßt mit seinen Klauen *g* den Schienenfuß *k*, so daß er, nach innen rutschend, ausweichen kann. Der Stoßdruck hat also den Reibungswiderstand des Kappschuhes am Schienenfuß zu überwinden.

92. — Holzkästen, Bergekästen. Die Holzkästen werden aus einer Anzahl von kreuzweise übereinandergelegten Rundhölzern oder Kanthölzern gebildet. Sie können mehr oder weniger nachgiebig sein. Bergekästen werden sie genannt, wenn sie dicht mit

Abb. 418. Gemischter Türstock mit gewölbter Stahlkappe

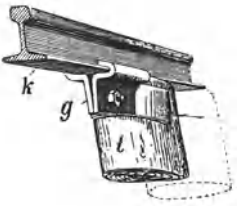


Abb. 419. Kappschuh für Nachgiebigkeit gegen Stoßdruck

Bergen ausgefüllt sind. Wanderkästen bestehen in der Regel aus Kanthölzern und werden beim Strebbruchbau benutzt.

Holz- und Bergekästen werden vielfach in Flözstrecken bei flacher Lagerung an einer oder an beiden Seiten der Strecken zwischen Hangendem und Liegendem eingebracht und dienen alsdann als Bestandteile des Streckenausbaus. Wesentlich ist hierbei, daß ihre Nachgiebigkeit mindestens ebenso groß ist wie die Nachgiebigkeit der Ausfüllung des benachbarten Flözraumes. Ist sie geringer, so konzentrieren sich die vom Gebirgsdruck ausgelösten Spannungen unmittelbar oberhalb und unterhalb der Kästen, wodurch häufig eine Rißbildung im Hangenden an der Streckenfirste sowie eine seitliche Bewegung der Streckenstöße und ein Quellen der Sohle hervorgerufen wird[1]. Ein Nachteil der Kästen ist der mit ihnen verbundene hohe Holz- und Arbeitsaufwand.

Die größte Nachgiebigkeit haben aus altem wiedergewonnenen Kiefernrundholz aufgebaute Kästen. Etwas geringer ist sie bei Verwendung von frischem Holz. Wesentlich verringert werden kann sie durch Bergefüllung, durch die anderseits auch die Tragfähigkeit erhöht wird. Das gleiche Ziel kann durch die Verwendung einer größeren Anzahl von Hölzern als zwei

[1] Fritzsche, C. H., u. F. Giesa: Beobachtungen über Beanspruchungen des Ausbaus in Abbaustrecken. Glückauf 1935 S. 125 u. 149.

je Lage erreicht werden. Schon durch ein drittes Holz wird die Tragfähigkeit wesentlich vergrößert. Solange es auf Nachgiebigkeit ankommt, sollte man jedoch immer noch so viel Platz zwischen den einzelnen Hölzern lassen, um ihr allmähliches Zusammendrücken zu gestatten. Infolgedessen darf auch die Bergefüllung nicht zu dicht sein. Außerdem ist zu beachten, daß die Hölzer der untersten Lage stets in der Fallrichtung liegen und sich die Auflagestellen der einzelnen Hölzer genau übereinander befinden.

93. — Der zweiteilige Gelenkbogenausbau auf Holzstempeln oder Holzkästen. Die Entwicklung des gemischten Bogenausbaus hat die Firma Moll in Witten mit den schalenartigen Polygonschuhen eingeleitet. Sie bilden zusammen mit dem von ihnen umfaßten harten Rundholz oder Läufer ein Gelenk. Die Läufer sind in der Regel so lang, daß sie von zwei benachbarten

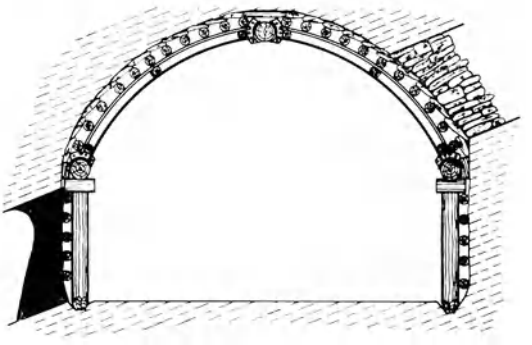


Abb. 420. Gelenkbogenausbau auf Holzläufern und Bockstempeln mit Moll-Schalengelenken

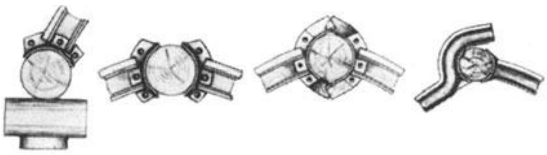
Bauen benutzt werden können. Der Ausbau, auch Polygonausbau genannt, besteht aus einer stählernen Kniekappe (Oberbau), die auf Holzstempeln (Unterbau) ruht (Abb. 420). Der Oberbau wird von zwei Stahlbögen gebildet, die durch ein Schalengelenk miteinander verbunden sind. Der Unterbau besteht entweder aus zwei eingebühnten, angeschärften Unter- oder Bockstempeln, die die Läufer über je ein Quetschholz tragen, oder aus Holz- oder Bergekästen. Der zweiteilige Gelenkbogenausbau auf Holzstempeln ist ein Fünf-Gelenkrahmen, der auf Holzkästen ein Drei-Gelenkrahmen. Letzterer wird vor allem in der flachen Lagerung benutzt, wenn auch seine Verbreitung infolge der hohen Holzpreise und des hohen Schichtenaufwandes für die Herstellung der Holzkästen abgenommen hat.

Beim Einbringen dieses Ausbaus müssen nachstehende Regeln beachtet werden[1]:

Es sollen Läufer Verwendung finden, die entweder an den Aufsatzstellen der Schalengelenke abgedreht sind oder gleichmäßig gerade und kreisrund gewachsen sind. Der Durchmesser der Läufer darf nicht kleiner als

[1] Lachmund, P. L.: Der Ausbau in Abbaustrecken der steilen Lagerung im Hinblick auf eine Verbesserung der Wirtschaftlichkeit. Bergbau-Rdsch. 1953 S. 287.

21 cm und nicht größer als 25 cm sein und die aufeinanderfolgenden Läufer müssen sich mit ihrem vollen Durchmesser decken. Die Läufer an den Stößen und an der Firste müssen ein gleich starkes Widerlager (Quetschholz) erhalten. Die einmal gewählten Läuferabstände sollen gleichbleiben. Die Gelenkschuhe müssen unverrückbar und starr mit den Stahlbogensegmenten verbunden sein. Vor allem sollen beide Stahlteile einander genau gegen-

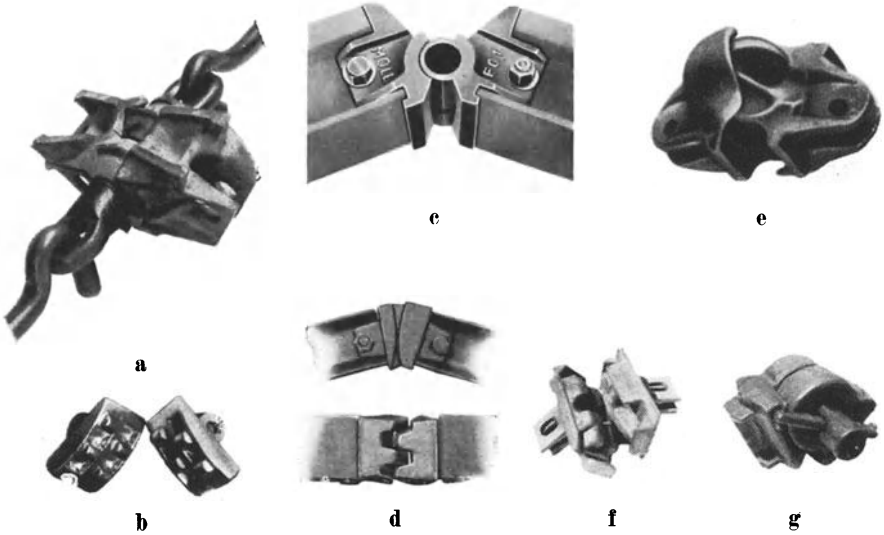


a b c d

Abb. 421 a–d. Schalengelenke der Fa. Moll

überliegen und senkrecht auf den Unterstempel, bzw. bei Verwendung von Holzkästen, genau über einer zur Streckenrichtung senkrechten Rundholzlage stehen.

Das Schalengelenk soll den Läufer möglichst großflächig und damit schonend umfassen. Abb. 421 a–d zeigt Schalengelenke der Firma Moll. Bei starkem Gebirgsdruck werden die Holzläufer zerquetscht. Für das First-



a b c d e f g

Abb. 422 a–g. Stählerne Firstgelenke der Firmen Lorenz (a), Recker (b), Moll (c), Gerlach (d), Rothe Erde (e) und Schwarz (f, g)

gelenk besteht dann die Gefahr, daß die beiden Gelenkschalen aneinander vorbeischeren und der Zusammenhalt des Baues verlorengeht. Für geneigte Lagerung hat die Firma Moll deshalb das gekröpfte Segment und für steileres Einfallen den Polygonringschuh eingeführt (Abb. 421 d, c).

Eine erfolgreiche Weiterentwicklung sind die stählernen Firstgelenke, die den Schalengelenken vielfach vorgezogen werden. Sie werden u. a. von

folgenden Firmen hergestellt: F. W. Moll Söhne, Lorenz Polygon-Ausbau GmbH., Eisenwerk Rothe Erde, Recker, GHH, ATH, Schwarz KG, Usspurwies u. a. Die Abb. 422 a–g zeigt einige der gebräuchlichsten Formen. Alle diese Gelenke sind so gebaut, daß sie auch Seitendruck aufzunehmen vermögen, die Segmente also seitlich nicht aneinander vorbeirutschen können.

c) Der Stahlausbau

94. — Allgemeines. Die alleinige Verwendung von Stahl für den Ausbau von Abbaustrecken des Steinkohlenbergbaus ist durch besondere bauliche Maßnahmen erreicht worden, welche die erforderliche Nachgiebigkeit des Ausbaus ermöglichen. Die eine Maßnahme besteht in der Verwendung ineinander verschiebbarer Rinnenprofile. Sind die Profile gebogen, spricht man vom Gleitbogenausbau. Er ist nachgiebig, jedoch nicht gelenkig. Die andere Maßnahme besteht in der Einschaltung nachgiebiger Bauteile in

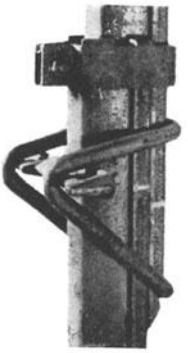


Abb. 423. Schwenkkeilverbindung beim T.H.-Ausbau

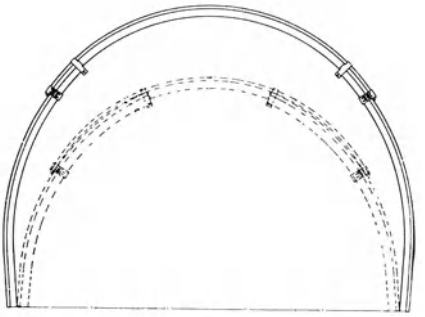


Abb. 424. Arbeitsweise der T.H.-Rinnenbögen

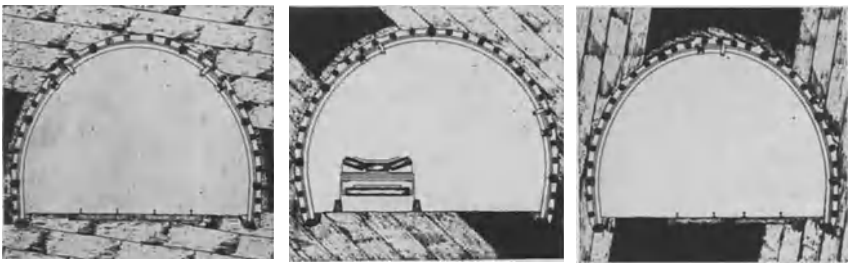
Form von Senkstützen oder von Rinnenprofilteilen. Ein unter Verwendung dieser Bauteile zusammengesetzter Ausbau kann gelenkig oder nicht gelenkig ausgeführt werden.

95. — Der nachgiebige Gleitbogenausbau. Der Gleitbogenausbau besteht aus ineinander verschiebbaren Rinnenprofilen. Sie werden von der Bochumer Eisenhütte in Bochum als TH-Einprofil geliefert. Mit der Bezeichnung Einprofil soll zum Ausdruck gebracht werden, daß Profile gleichen Gewichts wechselseitig ineinandergefügt werden können. Die Bergbaustahl GmbH. in Hagen stellt das Glockenprofil her, bei dem Profile verschiedener Gewichtsklassen im gleichen Bogen verwendet werden können, und die Firma Künstler & Co. in Holzwickede das V-Profil (vgl. S. 418).

Für die Nachgiebigkeit der Ausbaurahmen ist erstens wichtig, daß die nachgiebigen Stellen die richtige Lage haben, d. h. möglichst in der Hauptdruckrichtung liegen, und zweitens, daß die nachgiebigen Klemmverbindungen der einander überlappenden Profilenden gut arbeiten. Die in Abb. 423 gezeigte TH-Schwenkkeilverbindung hat den Vorteil einer gleichmäßig zunehmenden Klemmkraft, die von Schrauben und deren ungleichmäßigem Anzug unabhängig ist. Sie arbeitet in der Weise, daß die obere Rinne

den dreieckförmigen Bügel mitnimmt, wodurch der zwischen den Bügelschenkeln ruhende Keil unter Steigerung der Klemmkraft in die Waagerechte verschwenkt wird. Das Einschieben der TH-Bögen ist in Abb. 424 wiedergegeben.

Die aus Rinnenprofilen hergestellten Ausbaurahmen können zwei-, drei- oder vierteilig sein. Die dreiteilige ist die verbreitetste. Außerdem sind symmetrische und asymmetrische Formen zu unterscheiden. In Abbaustrecken der flachen Lagerung ist der dreiteiligen symmetrischen Form, bei

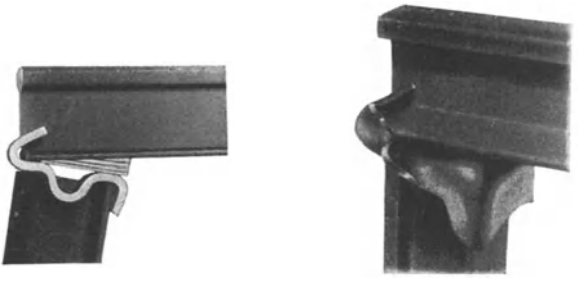


a b c

Abb. 425 a—c. Nachgiebiger Gleitbogenausbau von T.H. für flache (a), geneigte (b) und steile Lagerung (c)

geneigter Lagerung der dreiteiligen asymmetrischen und in steiler Lagerung der zweiteiligen symmetrischen Form der Vorzug zu geben. Bei stark quellendem Liegenden können vierteilige Streckenringe vorteilhaft sein[1]. Abb. 425 a—c gibt verschiedene Rahmenformen der Bochumer Eisenhütte wieder.

96. — Der nachgiebige Stahltürstock. Ein Türstock aus Stahl kann in Abbaustrecken verwendet werden, wenn für ausreichende Nachgiebigkeit



a b

Abb. 426a u. b. Kappschuhe für stählernen Türstock der Fa. Schwesig

Sorge getragen ist. In der flachen Lagerung ist dies dadurch möglich, daß die Stempel aus zwei ineinander verschiebbaren, schwach gebogenen Rinnenprofilstücken bestehen. Kappe und Stempel werden durch Kappschuhe oder

[1] Ritter, H. U.: Grundzüge und Ziele der Entwicklung des neuzeitlichen Abbaustreckenausbaus, erläutert an Beispielen aus dem Grubenbetrieb. Glückauf 1952 S. 603; — ferner A. Weddige: Der Grubenausbau im Spiegel der Bergbauausstellung 1954. Schlägel und Eisen 1954 S. 298.

Kappwinkel (Abb. 426a, b) miteinander verbunden. An Stelle der Rinnenprofile kann man auch Stempel aus GI- oder Kastenprofilen verwenden, muß diese aber dann auf Senkstützen stellen (s. Ziff. 98).

In der steilen Lagerung kommt es weniger auf die Nachgiebigkeit der Stempel als die der Kappe an. Hier hat der in Ziff. 97 behandelte gelenkig-nachgiebige Ausbau mit Rinnenprofilstücken oder auch das Kastenprofil mit Senkstützen Eingang gefunden, bei dessen Anwendung auch türstockähnliche Formen zustande kommen können.

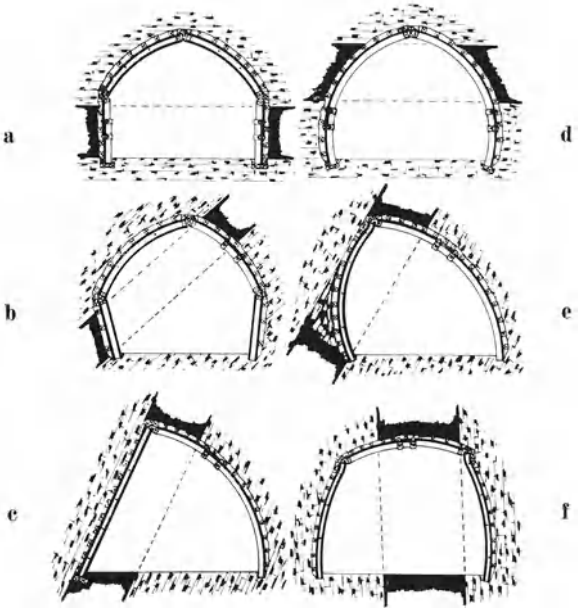


Abb. 427a–f. Verschiedene Formen des gelenkig-nachgiebigen Abbaustreckenausbaus nach Lorenz-T.H. a, b Gelenkbogenausbau; – c, e Sensenausbau; – d Stahlbogenausbau; – f stählerner Türstock

97. — Der gelenkig-nachgiebige Ausbau mit Rinnenprofilstücken. Dieser Ausbau verwendet als nachgiebigen Bauteil ein zweiteiliges ineinander verschiebbares mehr oder weniger gebogenes Rinnenprofilgleitstück. Dieses muß in dem im übrigen aus GI-Profilen zusammengesetzten Rahmen so angeordnet sein, daß seine Nachgiebigkeit am besten zur Wirkung kommt, d. h. es muß etwa senkrecht zu dem sich absenkenden Hangenden stehen. An Stelle des Gleitprofilstücks können auch die in der folgenden Ziffer beschriebenen Senkstützen, z. B. die von Usspurwies, treten.

Abb. 427 zeigt gelenkig-nachgiebige Lorenz-TH-Ausbauformen. Ähnlich wirkt der Ausbau von Künstler & Co. Beide Ausbauarten eignen sich insbesondere für den Ausbau von Abbaustrecken in der geneigten und steilen Lagerung[1]. Zur Verbindung des nachgiebigen Ausbauteils mit den

[1] Fritzsche, C. H.: Erfahrungen mit gelenkig-nachgiebigem Ausbau von Abbaustrecken in halbsteiler und steiler Lagerung. Glückauf 1952 S. 719; – ferner K. H. Voss: Betriebserfahrungen mit nachgiebigem Grubenausbau. Schlägel u. Eisen 1954 S. 247.

übrigen Rahmenteilen sind besondere Gelenke entwickelt worden. Das der Firma Lorenz ist in Abb. 428 wiedergegeben.

98. — Der Ausbau mit Senkstützen. Dieser ist dadurch gekennzeichnet, daß ein starrer oder auch gelenkiger Ausbaurahmen in auf der

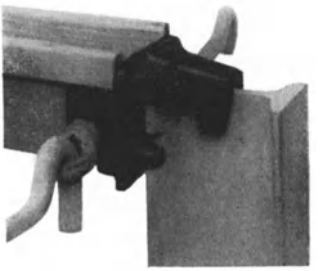


Abb. 428. Verbindungsgelenk beim Lorenz-T.H.-Ausbau

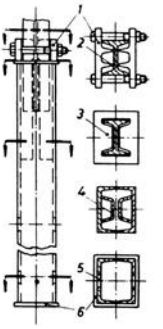


Abb. 429. Senkstütze von Gerlach

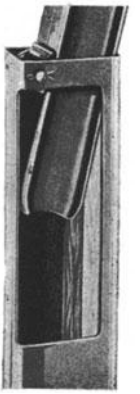


Abb. 430. Senkstütze von Usspurwies

Sohle aufgestellten nachgiebigen Bauteilen, den Senkstützen, steht. Der besondere Vorteil dieser Senkstützen ist darin zu erblicken, daß sie die Nachgiebigkeit der Ausbaurahmen in dem unteren, nicht mehr gebogenen Teil der Stahlrahmen wirksam werden läßt.

Abb. 431. Gelenkiger Bogenausbau mit Usspurwies-Senkstützen

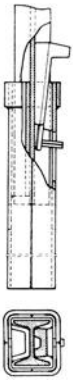


Abb. 432. Senkstütze von Schwarz

Verbreitete Senkstützen sind die der Firmen Gerlach und Usspurwies, die beide auf Materialverformung beruhen. Der Senkschuh der Firma Gerlach (Abb. 429) besteht aus einer Klemmbacke, die dem Bogenende über Tage aufgeschraubt wird, mit der dieses auf den oberen Rand des kastenförmigen, mit einer Fußplatte versehenen Senkschuhs aufgesetzt wird. Beim Einsinken des Bogenendes erzeugen die gehärteten Zähne der Klemmbacken

in dem Steg des Bogenprofils Riefen. Der Einsinkwiderstand wird durch das Anziehen der Klemmbacken sowie durch die Materialfestigkeit beeinflußt und schwankt zwischen 10 und 15 t. — Bei der Senkstütze von Usspurwies schiebt sich der Fuß des Ausbaurahmens in die kastenförmige Stütze. Hierbei verformt er einen senkrecht stehenden Holzkeil (Abb. 430). Die Gesamtansicht einer mit Senkstützen ausgebauten Strecke zeigt Abb. 431. Andere Senkstützen, die ebenfalls durch Materialverformung oder durch Reibwirkung arbeiten, sind die von Klönne, Dr. Schmidt, Reppel, Becorit, Schwarz (Abb. 432) u. a. Auch lassen sich ineinandergleitende Rinnenprofilstücke als Senkstützen verwenden, vorausgesetzt, daß sie mit einer Fußplatte versehen werden.

d) Der Ankerausbau

99. — Allgemeines. Die Aufgabe des Ankerausbaus ist es, mehrere Gesteinsschichten in der Umgebung bergmännischer Hohlräume so miteinander zu verbinden, daß sie sich wie eine zusammenhängende Gesteinsplatte verhalten, deren Durchbiegung wesentlich geringer ist als diejenige mehrerer Einzelschichten. Es soll dadurch ein Aufblättern und Hereinbrechen der unmittelbaren Dachschichten in den Hohlraum vermieden werden. Zu diesem Zwecke werden Stahlstangen von 1—3 m Länge in Bohrlöcher eingeführt und im Bohrlochtiefsten in geeigneter Weise mit der Bohrlochwandung und dadurch auch mit dem Gebirge verkeilt oder verspreizt. An ihrem aus dem Bohrloch herausragenden Ende wird eine Platte angeschraubt und so eine Verspannung der vom Anker erfaßten Gebirgsschichten erreicht. Der Ankerausbau hat sich im amerikanischen Steinkohlenbergbau vorzüglich bewährt, und zwar sowohl in den Strecken als auch in den Abbauräumen des dort üblichen Örter- und Örterpfeilerbaus. Im westdeutschen und darüber hinaus im westeuropäischen Steinkohlenbergbau ist seine Anwendung bisher auf wenige Abbaustrecken beschränkt geblieben, da infolge der wesentlich größeren Teufe das Hangende andersartigen und wesentlich stärkeren Beanspruchungen ausgesetzt ist als im Kohlenbergbau Amerikas. Anwendungsmöglichkeiten bietet auch der Erzbergbau, insbesondere beim Örter- und Kammerbau. Auch im Kali- und Salzbergbau wird im Abbau, in Strecken und an Streckenkreuzungen gelegentlich vom Ankerausbau Gebrauch gemacht.

Die Vorteile des Ankerausbaus sind mehrfacher Art. Er läßt sich schneller einbringen und beansprucht keinen Raum, ein Umstand, der sich besonders günstig für die Verwendung großer Gewinnungsmaschinen und die gleislose Wagenförderung sowie für die Wetterführung erwiesen hat.

100. — Die Anker. Der einfachste Anker ist der *Schlitzkeilanker*. Abb. 433 zeigt eine Ausführung der GHH. Er ist nicht raubbar und sollte wegen seiner geringen Berührungsfläche mit der Bohrlochwandung nur in festem Gestein eingesetzt werden. Als einziger Anker benötigt er eine genau bestimmte Bohrlochtiefe, da der Keil durch Aufstoßen auf die Bohrlochsohle in den Schlitz des Ankers getrieben wird. Ist das Bohrloch zu lang, so geschieht dies nur unvollkommen, ist es zu kurz, so ragt der Anker unerwünscht weit aus dem Bohrloch heraus. Das 120 mm lange Gewinde ist dann zu kurz, um den Anker zu verspannen, so daß der Zwischenraum

zwischen Gebirge und Ankerplatte mit Holz ausgefüllt werden muß. Nachgiebigkeit ist aber unerwünscht. Das Eintreiben des Keils in den Schlitz

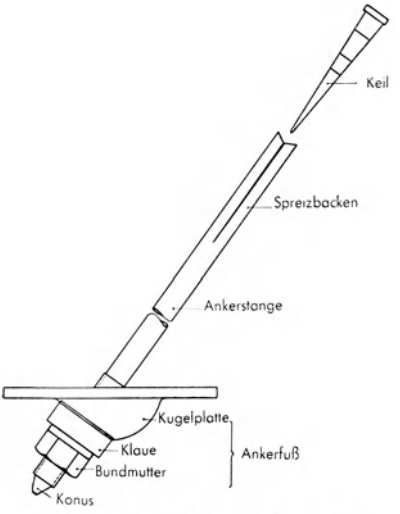


Abb. 433. Schlitzkeilanker der GHH

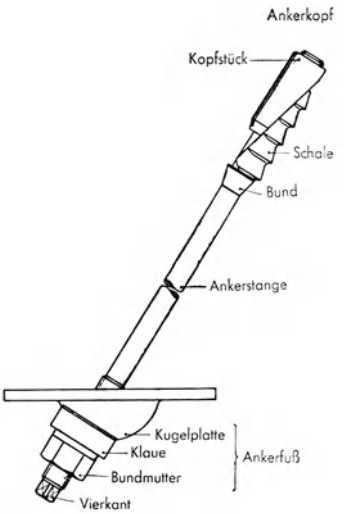


Abb. 434. Doppelkeilanker der GHH

der Ankerstange kann z. B. durch einen Abbauhammer mit besonderem Aufsatzstück erfolgen.

Abb. 434 zeigt den Raubkeilanker der GHH. Er ist ein *Doppelkeilanker*. Durch Drehen der Ankerstange wird das Kopfstück heruntergezogen und dadurch die untere Schale zur Seite gedrückt, deren grobe Zahnung dem Anker im Gestein Halt verleiht. Durch rückläufiges Drehen kann der Anker wieder gelöst werden. Ähnlich arbeitet der Doppelkeilanker der Bergbaufortschritt GmbH, Blankenstein (Abb. 435). Die Ankerplatten sind bei bankrecht eingebrachten Ankern flach und messen etwa 200×200 mm². Bei schrägangesetzten Ankern wird eine Kugelplatte verwendet, deren Schlitz verschiedene Neigungen des Ankers zuläßt. Die Platten werden durch Bundmuttern, die auf das untere Gewinde der Ankerstange aufgeschraubt werden, gegen das Gebirge gepreßt. Hierzu dienen bis 70 cm lange Schlüssel, Schlagschrauber oder hydraulische Spannvorrichtungen.

Abb. 435. Doppelkeilhülse der Fa. Bergbaufortschritt

101. — Betriebserfahrungen mit dem Ankerausbau in Abbaustrecken[1]. Der Ankerkopf muß in ausreichend festem Gestein verspannt werden. Sandstein ist zwar nicht grundsätzlich erforderlich, jedoch ist

[1] Middendorf, H., u. O. Jacobi: Ankerausbau in Abbaustrecken. Glückauf 1952 S. 636; — ferner F. Spruth: Streckenausbau in Stahl. Glückauf-Betriebsbücher Bd. 2; — ferner P. Göbel: Die Bewährung von Ausbau verschiedener Art beim Unterbauen und Überbauen von Querschlägen und Richtstrecken sowie von Ankerausbau in Abbaustrecken. Glückauf 1956 S. 305.

darauf zu achten, daß die Spreizelemente nicht in weichen oder gebrächen Schichten sitzen und daß die Ankerplatten an einer festen Dachschicht anliegen. Auch hat sich die Verbindung der Anker durch U-Eisen oder Seile als vorteilhaft erwiesen. Die Strecke soll möglichst im Liegenden aufgefahren werden, um den Zusammenhang des Hangenden zu wahren. Auf beiden Seiten ist ein Bergedamm mitzuführen, der gegen die Strecke durch Holzpfeiler abgeschlossen wird. Reine Bergemauern sind zu starr und können das Hangende beschädigen. Die Dämme verringern die Krümmung der Hangendschichten und halten Risse und Stauchungen dem Streckenquerschnitt fern. Am Strebausgang sind nachgiebige Sicherungsbaue zu setzen.

Der durch die Anker zu verspannende Gesteinsbalken soll 1—1,8 m mächtig sein. Dickere Balken bedeuten keine höhere Sicherheit. Um die

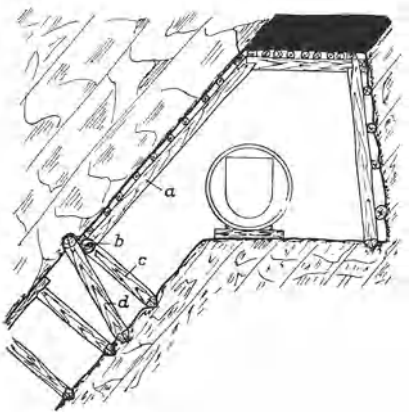


Abb. 436. Ausbau einer Kippstelle in Holz. *a* Stempel; — *b* Läufer; — *c* Dammstempel; — *d* Sicherheitsstempel

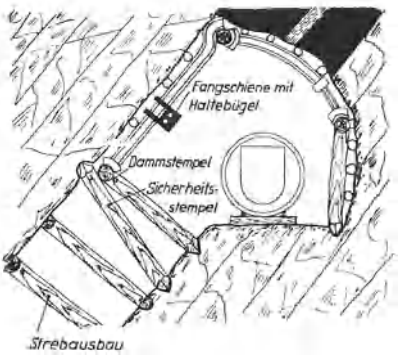


Abb. 437. Ausbau einer Kippstelle mit zusätzlicher Sicherung durch eine Fangschiene

Gesteinsbalken bis über die Auflager zu verlängern, sollten die Anker an den Stößen um 50g geneigt werden. Die Anker müssen sofort nach dem Auffahren eingebracht und die Ankermuttern mehrfach nachgespannt werden, bis der Abbau um mehr als 10 m an ihnen vorbeigegangen ist. Eine regelmäßige Überwachung der Vorspannung mit einem Drehmomentenschlüssel ist empfehlenswert.

102. — Ausbau in Strecken über offenen Räumen. Besonders hohe Ansprüche werden an den Streckenausbau über offenen Räumen gestellt, wie sie für die Bergezufuhrstrecken beim Schrägbau erforderlich werden. Die Abb. 436 und 437 zeigen den Ausbau von Kippstellen, bei denen der Kreiselkipper selbst auf festem Gebirge steht. Sind die Gebirgsverhältnisse günstig, so kann der abgewandelte leichte Türstockausbau nach Abb. 436 gewählt werden. Mehrere Stempel *a* ruhen auf dem Läufer *b*, der wiederum von mehreren bankrecht gesetzten Dammstempeln *c* getragen wird. Der Sicherheitsstempel *d* bietet dem Läufer das augenblicklich fehlende Widerlager. Herrscht größerer Gebirgsdruck, so ist der gemischte Ausbau nach Abb. 437 vorzuziehen. Neben Läufer, Damm- und Sicherheitsstempel erhält dieser Ausbau noch eine zusätzliche Sicherung durch eine in Haltebügeln ruhende

Fangschiene. Die Fangschiene wird vor und hinter der Kippstelle an ungeschwächten Bauen aufgehängt und muß gegen die Hangendschienen gut verkeilt werden.

Besonders schwierig gestaltet sich der Ausbau einer Kippstelle, wenn eine durch anstehendes Gebirge gebildete Streckensohle fehlt und dem Bergekipper und dem Gestänge durch Bahnstempel eine Unterlage gegeben werden muß. In Abb. 438 handelt es sich um den Ausbau einer Kippstelle mit Kreiselkipper in einem mächtigen, fast seiger einfallenden Flöz mit festem Hangenden, aber unzuverlässigem Liegenden. Hier haben die Stempel die ganze Belastung durch das Kipper- und Wagengewicht zu tragen. Die Bahnstempel des Streckenausbaus stützen sich daher durch Vermittlung eines zweiten Bahnstempels *a* gegen die Kappen im Abbau; die Stempel *a* werden außerdem noch durch die Bolzen *b* gegen die obersten Abbaustempel *c* abgesteift.

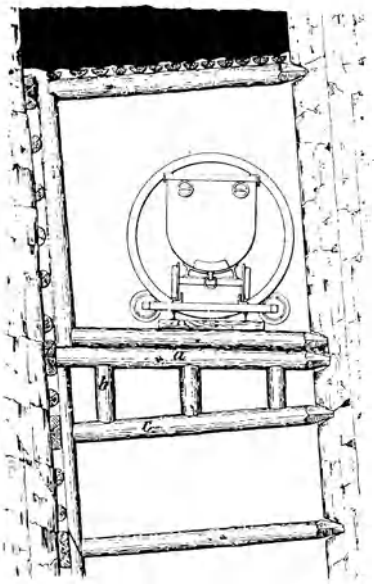


Abb. 438. Ausbau einer Kippstelle bei steiler Lagerung.
a Bahnstempel; — *b* Bolzen; — *c* Abbaustempel

Schließlich ist in Abb. 439 noch dargestellt, wie ein Lorenz-TH-Ausbau über einem ausgekohlten Flöz gesichert ist. Beide Stempel stehen auf einer Nebengesteinsbank und sind nur gegen Hereinschieben abgespreizt. Es geschieht dies dadurch, daß jeder Stempel für sich durch einen Dammstempel mit Holzkeil verspannt ist.

103. — Der Ausbau in Abbaustrecken des Erzbergbaus. Die Aufgaben der Abbaustrecken und der ihnen ähnlichen Strecken, wie Pfeilerstrecken, Zwischensohlenstrecken u. a., sind im Erzbergbau je nach dem Abbauverfahren sehr verschiedenartiger Natur. Hinzu kommen die großen Unterschiede in der Standfestigkeit des Erzes und je nach der Mächtigkeit der Lagerstätte in der Lebensdauer der Abbaustrecken. So überrascht es nicht, daß der Ausbau dieser Strecken im Erzbergbau eine außerordentliche Vielfalt aufweist.

Ist die Standfestigkeit der Lagerstätten groß, so erübrigt sich meistens ein Ausbau. Es ist dies um so mehr der Fall, wenn der Streckenquerschnitt gering ist. Andernfalls muß hölzerner Türstock oder bei längerer Lebensdauer Stahlausbau eingebracht werden. Die Abbaustrecken beim Firstenstoßbau können selbst bei guter Standfestigkeit des Gebirges eines Ausbaus nur dann entraten, wenn ihre Firste durch eine stehenbleibende Schwebe gebildet wird, oberhalb deren erst der Abbau beginnt. In allen anderen Fällen muß Ausbau eingebracht werden, um den Bergeversatz abzufangen. Hierzu kann, insbesondere bei mäßiger Mächtigkeit, der Deutsche oder Schlesische Türstock ausreichen. Bei längerer Lebensdauer der Strecke oder größerem

Druck zieht man jedoch den gemischten Türstock mit Stahlkappe oder den starren oder nachgiebigen Stahlbogenausbau vor. Vielfach werden die Strecken auch ausbetoniert. Der Beton wird als Stampfbeton in Bogenform eingebracht, und zwar mit Wandstärken von rd. 20 cm an den Stößen und bis 30 cm und mehr an der Firste, da hier der Druck des Versatzes aufgenommen werden muß. Zuweilen genügt auch ein einfaches Firstengewölbe (Abb. 440). Auch beim Blockbruchbau kommt es vor, daß die Schrapperstrecke mit Stampfbeton ausgebaut werden muß.

Bei allen Arten des Querbaus ist der Ausbau der Abbaustrecken immer notwendig, da dieses Abbauverfahren bei geringer Standfestigkeit des Erzes üblich ist. Da

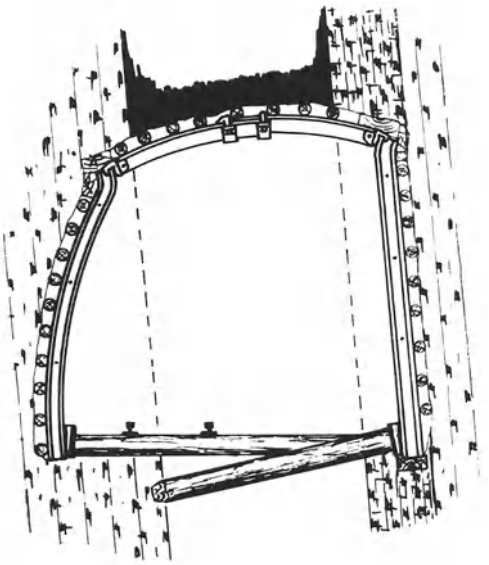


Abb. 439. Sicherung eines Lorenz-T.H.-Baues über einem offenen Abbauraum

Abb. 440. Mauergewölbe über einer Abbaustrecke im Erzbergbau

die Abbaustrecken meist eine geringe Lebensdauer haben, genügt hier der hölzerne Türstock, und zwar in deutscher oder schlesischer Bauweise.

E. Der Ausbau im Abbau

a) Der Holzausbau

104. — Allgemeines. Der Holzausbau hat in fast allen Bergbauzweigen im Abbau nach wie vor eine große, wenn auch unterschiedliche Bedeutung. Im Steinkohlenbergbau ist er in der steilen Lagerung vorherrschend. Der Metallstempel ist hier erst im langsamen Vordringen begriffen. In der wenig geneigten, insbesondere aber in der flachen Lagerung ist er in Flözen bis etwa 3 m Mächtigkeit im europäischen Steinkohlenbergbau durch den Stahlstempelausbau, in den Vereinigten Staaten durch den Ankerausbau sehr zurückgedrängt worden. In hohen Abbauräumen mächtiger Flöze ist Stahl infolge des hohen Gewichtes seiner Ausbauteile nicht anwendbar und Holz das einzige Ausbaumaterial. Das gleiche gilt für den Braunkohlentiefbau.

In den Abbauräumen des Erzbergbaus wird, soweit Ausbau überhaupt erforderlich ist, fast ausschließlich Holz verwendet.

105. — Der einfache Stempelausbau. Der Holzstempel wird in regelmäßigen Abständen von 0,8—2 m grundsätzlich bankrecht zwischen Hangendes und Liegendes gesetzt, und zwar im allgemeinen unter Zwischenfügen eines *Anpfahls*, d. h. eines Kopf- oder Quetschholzes gegen das Hangende (Abb. 441). Ein solches Kopfholz gestattet, durch seine mehr oder weniger große Dicke kleine Ungenauigkeiten der Stempellänge auszugleichen. Ferner wird das Hangende beim Antreiben des Stempels weniger beansprucht. Auch erhöht das Kopfholz die Nachgiebigkeit des Ausbaus, und zwar um so mehr, je dicker und je nachgiebiger es ist. In vielen Fällen wird auch der Anpfahl zum Abfangen des Hangenden in der Umgebung des Stempels benutzt und dann etwas länger als die $2^1/_2$fache Stempeldicke genommen. Dies darf jedoch nur bei mäßigem Gebirgsdruck geschehen, da sonst die

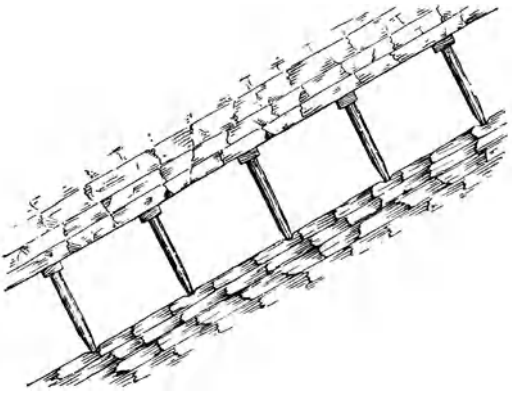


Abb. 441. Holzstempelausbau mit Anpfahl

am Ende des Anpfahls angreifende Last einen langen Hebelarm findet und den Stempel umwerfen kann. Am weitesten geht man beim Braunkohlenbruchbau in der Benutzung der Anpfähle: diese (*a* in Abb. 442) werden hier nicht nur verhältnismäßig lang genommen, sondern das Hangende wird auch noch mit Brettern oder Pfählen *b* verzogen, so daß eine Fläche von etwa 1 m² von einem Stempel gestützt wird. Man trägt dabei Sorge, durch abwechselnde Längs- und Querstellung der Anpfähle und Verzugspfähle diese möglichst gleichmäßig zu beanspruchen. Eine derartige Zimmerung bildet schon den Übergang zur Kappenzimmerung, und in der Tat werden diese Anpfähle vom Braunkohlenbergmann auch als „Kappen" bezeichnet.

Reicht der Anpfahl zur Erzielung der notwendigen Nachgiebigkeit nicht aus, so werden bei flacher Lagerung und nicht zu weichem Liegenden angespitzte Stempel benutzt. Sind jedoch schiebende, quer zur Stempelachse gerichtete Bewegungen des Gebirges zu befürchten, was vor allem bei geneigter und steiler Lagerung der Fall ist, so dürfen nur angeschärfte Stempel benutzt werden. Die durch das Anschärfen entstehende Schneide stellt man in Richtung der stärksten Beanspruchung, was in steiler Lagerung die Richtung des Einfallens ist. Ein so eingebrachter Stempel bietet auch gegen auf dem Liegenden herabrutschende Berge- oder Kohlenstücke einen grö-

ßeren Widerstand als ein angespitzter Stempel. Bei genügend festem Liegenden wird der Stempel unten etwas behauen und in der flachen Lagerung des Steinkohlenbergbaus vielfach, in der steilen Lagerung immer „barfuß" in ein Bühnloch gestellt. Bei sehr weichem Liegenden, z. B. bei Ton oder weicher Braunkohle, muß er jedoch ein Stück Rundholz als *Fußpfahl* erhalten.

Von der bankrechten Stellung des Stempels beim Setzen muß immer dann abgewichen werden, wenn insbesondere das Hangende eine gewisse Bewegung ausführt. In steilen Steinkohlenflözen hat der Stempel meist einen geringen Schub des Hangenden in der Fallrichtung aufzunehmen, der den bankrecht gesetzten Stempel lockern und umwerfen könnte. Man läßt den Stempel in solchen Fällen etwa 5g von der rechtwinkeligen Lage gegen das Einfallen hin abweichen, man gibt ihm 5g Strebe. Diese Strebe darf jedoch nicht angewandt werden, wenn auch das Liegende sich in Fallrichtung bewegt. In flacher Lagerung kommt es vor, daß das Hangende eine merkbare Bewegung in Richtung auf den Alten Mann hin ausführt. Es ist dann erforderlich, den Stempeln eine geringe Strebe zum Kohlenstoß hin zu geben. Zuweilen wird, insbesondere über Sonntag, das

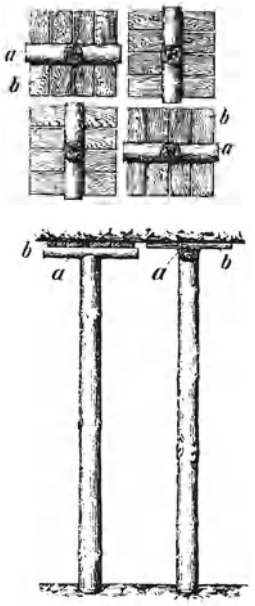


Abb. 442. Stempelausbau im deutschen Braunkohlentiefbau.
a Anpfahl; — *b* Bretterverzug

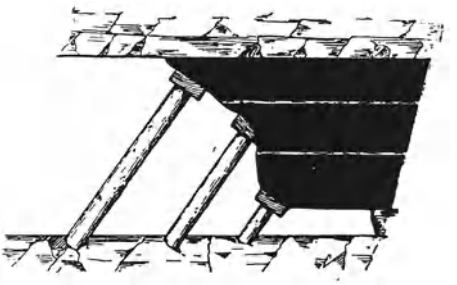


Abb. 443. Abstützen eines überhängenden Kohlenstoßes durch Strebestempel

Flöz bis 10 cm in den Strebraum gedrückt. Die Stoßstempel müssen alsdann in mindestens dieser Entfernung vom Kohlenstoß gesetzt werden, da sie sonst umgedrückt würden.

Strebestempel nennt man auch schräggestellte Stempel zum Abstützen überhängender Lagerstättenteile (Abb. 443). Kurze Hölzer, die nur zum vorübergehenden Abstützen einer unterschrämten Kohlenbank u. dgl. dienen, werden als *Bolzen* bezeichnet.

106. — Ausbau mit Spreizen. *Spreizen* steifen senkrechte Flächen gegeneinander ab. Eine solche Abspreizung wird im deutschen Braunkohlenbergbau verschiedentlich in größerem Maßstabe regelrecht durchgeführt, wenn der einzelne Bruch (vgl. S. 274, Pfeilerbruchbau) weiter herausgearbeitet und die Kohle nicht sehr fest ist. Man kann dann nach Abb. 444

die Stöße durch Absteifen gegen die nächsten Stempel mit Hilfe der Spreizen *b* sichern oder auch die Spreizen *t* von einem Stoß durch den ganzen Abschnitt hindurch bis zum gegenüberliegenden Stoß gehen lassen. Im ersteren Falle müssen bei stärkerem Druck auch die Stempel unter sich noch wieder verspreizt werden.

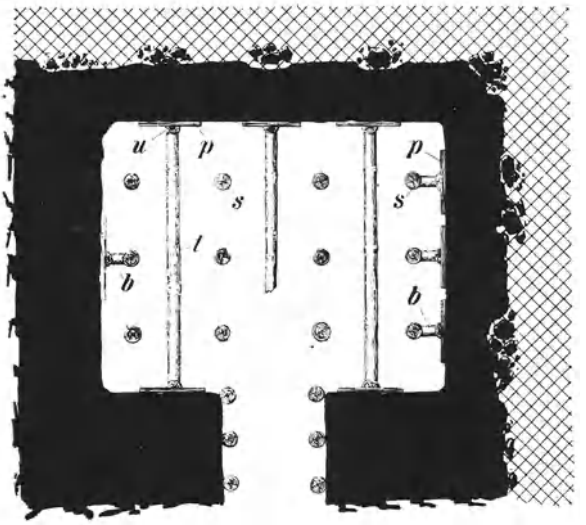


Abb. 444. Verspreizen beim Pfeilerbruchbau in der Braunkohle

107. — Stempelausbau mit Biegebeanspruchung. Ein Stempelausbau, der außer der Druck- oder Knickbeanspruchung auch eine mehr oder weniger starke Biegebeanspruchung (also Seitendruck) auszuhalten hat, dient zum Abfangen von Schweben, von Firsten, von Versatzbergen oder zum Schutz der

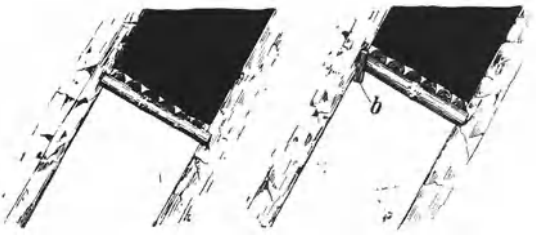


Abb. 445. Abfangen von Schweben in steilen Flözen

Abbauräume gegen den Alten Mann. Ein solcher Ausbau muß in mächtigeren Lagerstätten durch *Hilfsstempel* oder *Streben* verstärkt werden.

Beim Abfangen von Schweben (Abb. 445) kann der Stempel entweder beiderseits eingebühnt (links) oder an dem einen Ende durch einen Keil *b* gestützt werden (rechts). Im ersteren Fall muß das eine Bühnloch mit einer seitlich sich anschließenden Bahn hergestellt werden, um das Einschieben des Stempels von der Seite her zu ermöglichen. Eine verstärkte Zim-

merung dieser Art für größere Mächtigkeit oder gebräche Kohle oder längere Standdauer des Ausbaus zeigt Abb. 446. Die Schwebestempel *k* sind hier durch die Strebestempel *s*, *Spitzbau* genannt, abgestützt. Schwebestempel dürfen nicht nachgiebig sein, da sie während der meist kurzen Zeit ihrer Wirksamkeit ein Zerdrücken der Schweben verhüten sollen. Neuerdings werden Spitzbaue auch aus Stahl oder Leichtmetall hergestellt. Diejenigen der Firma Becorit sind Schraubstempel, die in der Firste gegen einen durchlaufenden Läufer abgestützt sind.

Sollen die Versatzberge in steiler Lagerung durch Stempel abgefangen werden, so müssen diese nachgiebig sein, um beim Zusammendrücken des Versatzes nicht zu brechen. Auch ist ein kräftiger Verzug erforderlich, um einen *Bergekasten* zu bilden. Ein Beispiel gibt Abb. 447. Die Nachgiebigkeit wird hier durch Kopf- und Fußhölzer erzielt; sie kann bei größerer Flözmächtigkeit durch ein schwaches Anschärfen der Stempel an beiden Enden vergrößert werden.

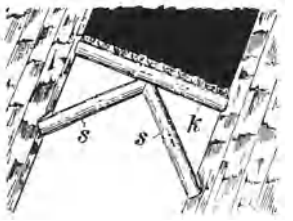


Abb. 446. Spitzbau zur Verstärkung von Schwebestempeln

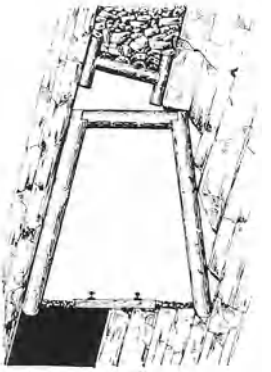


Abb. 447. Abfangen der Versatzberge durch Halbhölzer auf Stempeln mit Fußpfahl und Anpfahl (Bergekästen)

Eine dem oberschlesischen Pfeilerbruchbau eigene Stempelzimmerung ist der Ausbau mit dicht nebeneinander gestellten Stempeln, die eine *Orgel* bilden. Sie sollen das Hereinrollen der im Alten Mann aus dem Hangenden niedergebrochenen Blöcke in den Pfeilerabschnitt oder in die zugehörige Strecke beim Pfeilerbruchbau verhüten.

108. — Kappenausbau. Beim Kappenausbau wird das Gebirge nicht wie beim einfachen Stempelausbau punktweise, sondern linienhaft unterstützt. Es geschieht dies dadurch, daß aus Halbhölzern (Schalhölzern) oder besäumten Rundhölzern bestehende Kappen unter das Hangende verlegt und von zwei oder auch drei Stempeln unterfangen werden. Die linienhafte Unterstützung kann bei gebrächem Hangenden zu mehr flächenhafter ausgestaltet werden, wenn man die einzelnen Kappen durch Spitzenverzug untereinander verbindet. Um die Spitzen zwischen der Kappe und dem Hangenden einbringen zu können, sind die Kappen in einem entsprechenden Abstand vom Hangenden zu verlegen. Hierzu dienen Quetschhölzer, die stets in Verlängerung der Stempelachse liegen müssen (Abb. 448).

Der Kappenausbau in Holz ist der übliche Ausbau in der steilen Lagerung. In der mäßig geneigten Lagerung wird er im westdeutschen Steinkohlenbergbau bei mehr als der Hälfte, bei flachem Einfallen jedoch nur noch zu etwa 15%, gemessen an der Förderung, angewandt.

109. — Anordnung des Kappenausbaus in flacher und mäßig geneigter Lagerung. Beim Strebbau werden die Kappen meist streichend verlegt (Abb. 449). Dies hat den Vorteil, mit den im Vergleich zu den Spitzen starken Kappen die parallel zum Kohlenstoß verlaufenden Klüfte und Risse wirksam unterfangen zu können. Außerdem kann beim Verhieb mit Einbrüchen der endgültige Ausbau gesetzt werden, sobald der Einbruch an einer Stelle in Feldbreite hergestellt ist. Das gleiche gilt bei der Erweiterung der Einbrüche und dem Verhieb der zwischen ihnen befindlichen Reststücke. Bei günstigem Gebirge können Feldbreiten bis 2 m und 2,5 m beherrscht werden.

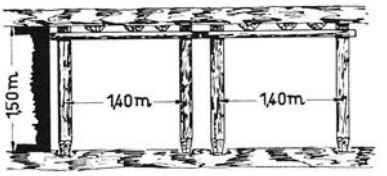


Abb. 448. Streichender Kappenausbau im Längsschnitt

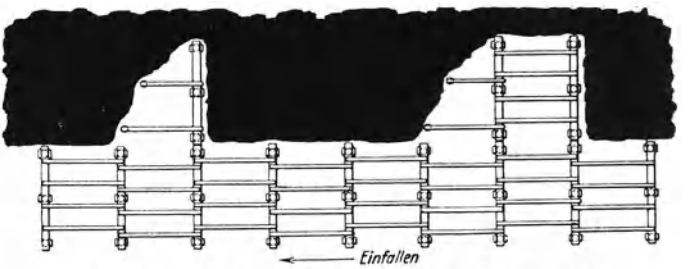


Abb. 449. Streichender Kappenausbau mit Verzug (Grundriß)

Die fallende Anordnung der Kappen (Abb. 450) bietet den Vorteil, meist mit weniger Stempeln je m² auskommen zu können, so daß Material und Arbeit gespart wird. Es ist dies dadurch möglich, daß man die Stempel weiter auseinander stellt oder aber die Stoßstellen zweier aufeinanderfolgender Kappen durch Überlappung so ausstattet, daß sie nur von einem Stempel unterstützt zu werden brauchen. Weiterhin ist hervorzuheben, daß bei fallender Anordnung der Kappen leicht vorgepfändet werden kann, indem die Spitzen mehr oder weniger weit in das neue Feld vorgezogen und von einem vorläufigen Stempel unterfangen werden. Beim Verhieb durch Abschälen des Stoßes macht man hiervon gerne Gebrauch. Nachteilig ist allerdings, daß selbst bei gutem Hangenden nicht größere Feldbreiten als 1,8 m gewählt werden können.

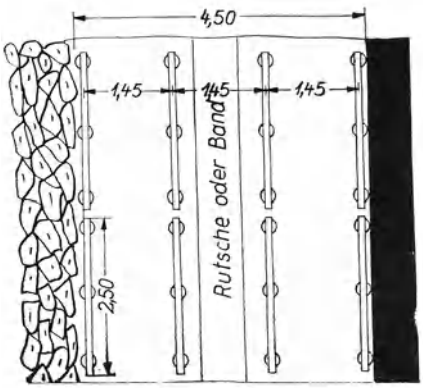


Abb. 450. Fallende Anordnung der Kappen beim Kappenausbau

110. — Der Kappenausbau in hohen Abbauräumen. Auch beim Pfeilerbruchbau Oberschlesiens ist der Kappenausbau üblich. Die Kappen werden in der Regel, wie die Abb. 451 zeigt, von drei, der Pfeilerhöhe entsprechend langen Stempeln unterfangen. Da die Knickfestigkeit infolge ihrer Länge

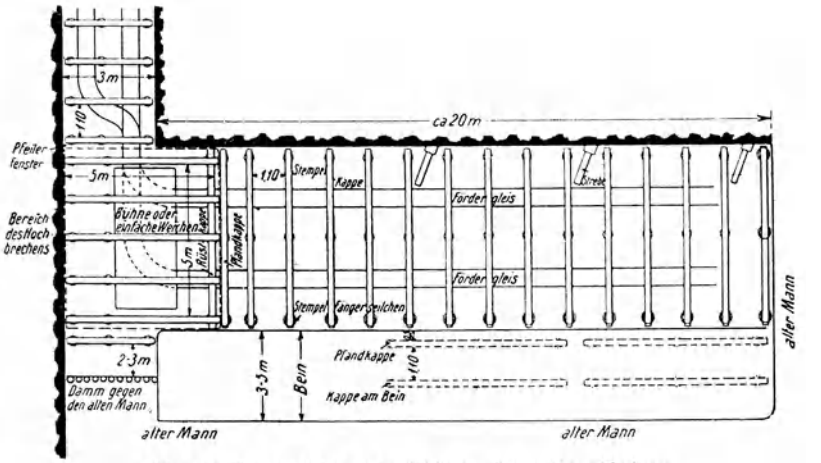


Abb. 451. Kappenausbau beim Pfeilerbruchbau Oberschlesiens

nur gering ist, sind sie nicht in der Lage, ähnliche Drucke aufzunehmen, wie z. B. die Stempel beim Strebbau in Flözen geringer Mächtigkeit. Durch das Zubruchwerfen des ausgekohlten benachbarten Pfeilers tritt jedoch eine Entlastung des Hangenden ein, so daß die Druckbeanspruchung sich in mäßigen Grenzen hält und der Ausbau den Anforderungen genügt.

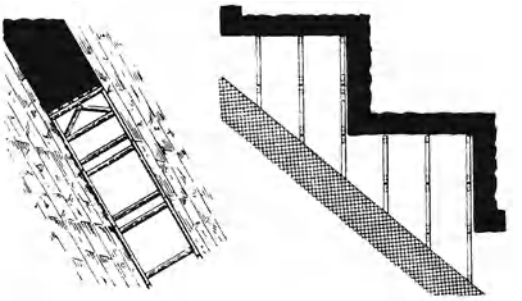


Abb. 452. Fallender Kappenausbau mit stumpf aneinanderstoßenden Kappen und Sohlenklemmen

111. — Der Kappenausbau in steiler Lagerung. Beim Schrägbau ist die Anordnung und die Art des Ausbaus je nach der Verhiebart verschieden. Beim *firstenartigen Verhieb* ist die fallende und streichende Anordnung möglich. Die fallende herrscht jedoch vor, da bei ihr die einzelnen Kappen sich aufeinander abstützen. Die Baue sind auf diese Weise gegen Umschieben gesichert. Außerdem finden sie noch in den im Versatz stehenden

Bauen einen Rückhalt. Die Kappen können hierbei stumpf aneinanderstoßen. Es werden dann an jeder Stoßstelle zwei Stempel benötigt (Abb. 452). Nur ein Stempel ist dagegen erforderlich, wenn die Kappen an ihren Enden aufeinandergelegt werden. Es kann dies mit stumpfen oder abgeschrägten Enden geschehen (Abb. 453 und 454). Da die Stempel von oben her angeschlagen werden, ist darauf zu achten, daß das Ende der oberen Kappe über die untere Kappe gelegt wird. Bei abgeschrägten Enden muß also die Schräge am unteren Ende jeder Kappe nach dem Hangenden gerichtet sein. Bei umgekehrter Lage der Kappenenden würde das Anschlagen des Stempels große Schwierigkeiten bereiten. In mächtigen oder zum Auslaufen neigenden Flözen empfiehlt es sich, den waagerecht verlaufenden Teil der Firste zu verziehen. Ist das Liegende weich, so genügt ein Einbühnen der Stempel nicht mehr. Sie müssen vielmehr auf Langhölzer, sog. *Schwellen*, im Ruhrbergbau auch *Klemmen* genannt, gestellt werden (Abb. 452 und 453).

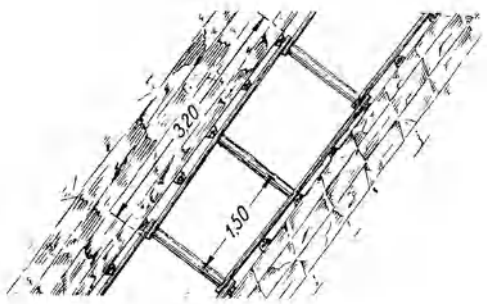


Abb. 453. Aufeinanderlegen von Kappen und Sohlenklemmen beim Kappenausbau in steiler Lagerung (weiches Liegendes)

Die Länge der Kappen richtet sich nach der Höhe der Firsten. In der Regel entfallen zwei Kappen von 2—3 m Länge auf eine Firstenhöhe.

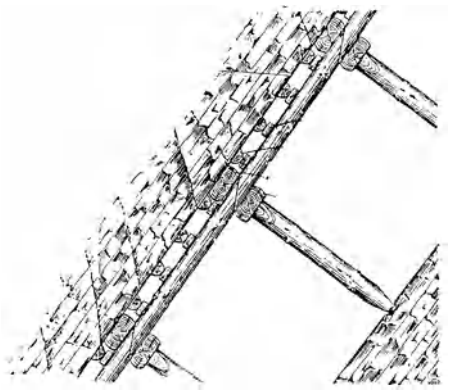


Abb. 454. Kappenausbau mit abgeschrägten Kappen

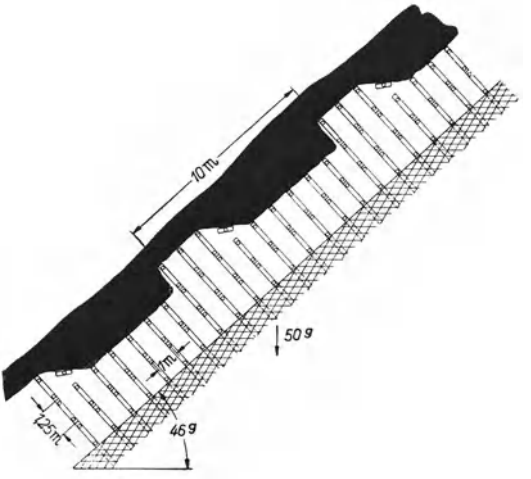
Bei *sägeblattartigem* Verhieb können die Kappenbaue ebenfalls in Richtung des Einfallens gestellt werden. Es ist dies insbesondere bei der Verhiebart der Fall, die auch firstenartiger Verhieb mit fallenden Firsten genannt wird. Häufig verlaufen die Baue jedoch, ähnlich wie beim knappweisen Verhieb, parallel der Schrägfront. Sie bilden alsdann mit der Bergeböschung einen spitzen Winkel. Werden feste Rutschen als Fördermittel benutzt, ist es zuweilen nötig, Stempel fortzuschlagen, um die Rutschen verlegen zu können. Nur bei Verwendung von Holzbohlen zur Kohlenförderung sind Ausbaurichtung, Bohlen- und Versatzböschung einander parallel.

Beim Schrägbau *mit Einbrüchen* verlaufen die Kappenbaue in der Regel senkrecht zum Kohlenstoß (Abb. 455, S. 485).

Bei dem in der steilen Lagerung nur noch selten angewandten *Strebbau*, der bei größerem Einfallen nur als Strebbau mit fallendem Verhieb möglich ist, herrscht die fallende Anordnung der Kappenbaue vor.

112. — Ausbau im Abbau von Erzgruben. In den Abbauräumen des Erzbergbaus kann Ausbau notwendig werden, wenn der Erzkörper gebräch ist oder das Nebengestein zum Hereinbrechen oder zur Schalenbildung neigt. Als Ausbaumaterial kommt aus Transportgründen und wegen der kurzen Standdauer ausschließlich Holz in Betracht.

Neigt das Erz bei vorwiegend geringmächtigen Lagerstätten zur Schalenbildung, so genügt es, zum Abstützen zwischen Firste und Sohle einen



455. Ausbau beim Schrägbau mit Einbrüchen

Stempel mit Anpfahl zu verwenden. Hierbei muß der Stempel, um ein Eindrücken in den Versatz zu vermeiden, auf einen Fußpfahl gesetzt werden. Ist das Erz standfest und neigt das Nebengestein zum Hereinbrechen, so werden in geringmächtigen, steilen Erzgängen die Stempel zwischen Hangendem und Liegendem eingebracht, wobei sie zweckmäßig auf Strebe gesetzt werden. Den Abstand der Stempel im Streichen wählt man nach der Höhe der vom Stempel aufzunehmenden Belastung. Er beträgt etwa 0,7—1,5 m. Ist das Nebengestein von vereinzelten Klüften durchzogen, im übrigen aber fest und neigt nicht zum Ablösen einzelner Schalen, dann genügt als Ausbau eine Anzahl von Stempeln mit Anpfählen. Die Anpfähle liegen quer zur Kluftrichtung.

Bei geringmächtigen Lagerstätten, in denen das Nebengestein oder Erz druckhaft ist, und bei mächtigen Lagerstätten muß in der Regel ein planmäßiger Ausbau eingebracht werden. Verbreitet ist sowohl der Deutsche als auch der Schlesische Türstock. Der Deutsche Türstock wird bei größeren Druckwirkungen bevorzugt, da seine Verblattung eine gewisse Standsicherheit gegen Schubwirkungen und Beanspruchungen durch Schießarbeit bietet. Der Schlesische Türstock ist leichter einzubringen und genügt für die Fälle,

in denen lediglich der Abbauhohlraum offengehalten werden soll und kein Stoßdruck auftritt.

Beim Firstenstoßbau muß in druckhaftem und gebrächem Gebirge und beim Abbau der Schwebe, des sog. Deckelstoßes, mit Türstöcken ausgebaut werden. Größere Kappenlängen als 3,50 m sind aus Transportgründen nicht im Abbau verwendbar, so daß bei größerer Mächtigkeit zwei Baue nebeneinandergestellt werden. Beim Querbau ist Ausbau immer erforderlich. Auch der Abbau feinkörniger und gebrächer Erze erfordert eine Sicherung der Firste, der Stöße und oft auch der Sohle.

In einigen Erzbezirken der Vereinigten Staaten und Kanadas wird auf mächtigen Erzlagern und Gängen der teure Geviertausbau angewandt. Er besteht aus sorgfältig behauenen Hölzern, die ein prismatisches Gerüst bilden. Die Enden eines jeden Holzes sind so behauen, daß die Nachbarhölzer sich ohne jede Lücke genau einfügen lassen und an ihnen eine feste Stütze finden. Das auf diese Weise geschaffene Gerüst erfüllt den ganzen durch den Abbau geschaffenen Hohlraum, der später noch mit Bergen versetzt wird (Abb. 277, S. 307).

b) Der Ausbau mit Stahl oder Leichtmetall

1. Die Ausbauformen

113. — Allgemeines. In der flachen Lagerung des westeuropäischen Steinkohlenbergbaus herrscht der Stahlausbau vor. Gemessen an der Fördermenge beträgt sein Anteil in der flachen und geneigten Lagerung Westdeutschlands mehr als die Hälfte, während in der steilen Lagerung Leichtmetallstempel und Holzkappen bei 6% der Förderung benutzt werden.

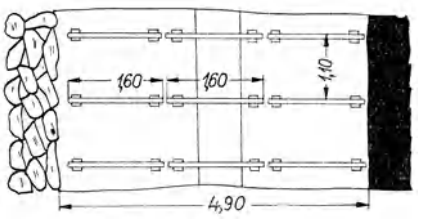


Abb. 456. Streichender Kappenausbau in Stahl

Stahlstempel allein gibt es als Ausbau praktisch nicht. Der Kappenausbau ist allgemein verbreitet, und zwar bei flachem und mäßig geneigtem Einfallen in der Regel in streichender Anordnung. Es gibt hier den *Kappenausbau mit Langkappen* und zwei oder drei Stempeln je Kappe und den *Kappenausbau mit Kurzkappen.*

114. — Der Kappenausbau mit Langkappen in flacher und mäßig geneigter Lagerung. Die Anordnung des Kappenausbaus mit Stahlstempeln und Stahlkappen von 1,6—2,5 m Länge unterscheidet sich vom Kappenausbau in Holz grundsätzlich nicht (Abb. 456). Beim Strebbau mit Blasversatz muß allerdings eine Hilfsstempelreihe aus Holz geschlagen werden, um das Hangende zu sichern und an ihr den Versatzdraht oder das Padragewebe befestigen zu können. Zuweilen sucht man diese Hilfsstempel dadurch einzusparen, daß man beim Kappenbau den zur Kohlenstoßseite stehenden Stempel aus Holz wählt. Es ist dann auch eine Kappe aus Holz notwendig, da der nach der Kohlenstoßseite zu stehende Stempel nicht geraubt werden kann, wenn auch das Rauben der Kappe nicht möglich ist.

Beim Strebbruchbau hat der Stahlausbau die *Wanderkästen* weitgehend überflüssig gemacht. Oft ist ein zusätzlicher Ausbau an der Bruchkante überhaupt nicht erforderlich. In anderen Fällen genügen als solcher ein oder seltener zwei zusätzliche Stempel, die dann *Reihenstempel* genannt werden. Dieser Stempel wird entweder unter die Kappe neben den äußeren Stempel gesetzt oder man stellt ein oder zwei Stempel als Zwischenstempel in die äußere Stempelreihe an der Bruchkante (Abb. 175, S. 216).

Beim Rauben werden zunächst die zusätzlichen Reihenstempel geraubt und neu gestellt, und zwar neben die an den Vortagen gestellten Stempel, die bereits belastet und etwas eingesunken sind. Die Lastaufnahme der Reihenstempel ist daher normalerweise gering. Bei Setz- und Periodendruck kommen sie jedoch voll zur Geltung. Bei großer Mächtigkeit werden vielfach zusätzliche Reihenstempel nur deshalb gestellt, um das Hereinrutschen der Bruchberge in das Förderfeld zu verhindern.

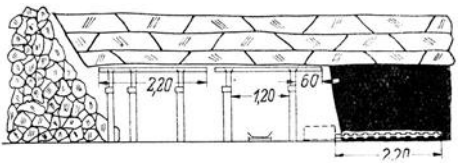


Abb. 457. Ausbau beim Schrämen mit überkragenden Kappen (nach SPRUTH)

Der Ausbau von Schrämstreben mit Stahlstempeln und Langkappen ist in vier verschiedenen Arten möglich: 1. durch „Bauen auf Mittelstempel". Hierbei ist es möglich, das Fördermittel nach dem Abfördern des Schrämkleins in das Schrämfeld umzulegen und dadurch die Wurfweite gering zu halten. 2. durch „Bauen mit überkragendem Galgen" (Abb. 457), 3. durch vorläufigen Ausbau des Schrämfeldes mit Kurzkappen (Abb. 458), 4. durch schwebende Anordnung der Kappenbaue und Sicherung des Schrämfeldes durch Vorpfänden mit Spitzen. Wegen der großen Feldbreite, der Unhandlichkeit und der geringeren Widerstandsfähigkeit von Langkappen ist man von ihnen mehr und mehr abgegangen.

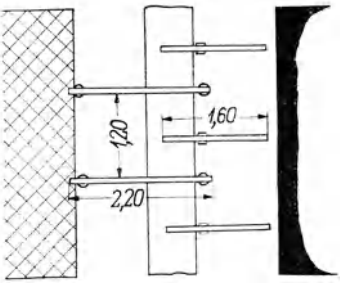


Abb. 458. Ausbau beim Schrämen mit vorläufiger Sicherung des Schrämfeldes durch T-Ausbau (nach SPRUTH)

115. — Der Kappenausbau mit Kurzkappen[1]. Der Ausbau mit Stahlstempeln und Kurzkappen — auch *T-Ausbau* genannt — wird vorzugsweise angewandt, wenn das Fördermittel ein Zweiketten-Kratzerförderer oder eine Mantelrutsche ist, die im ganzen vorgerückt werden können. Dieser Ausbau ist also die Voraussetzung für die rückfreie oder auch stempelfrei genannte Abbaufront. Die Hereingewinnung kann mittels Abbauhammer erfolgen. Eine volle Ausnutzung dieser Ausbauart findet allerdings erst in Verbindung mit dem Hobel oder den schneidend wirkenden Gewinnungsmaschinen (z. B. Rahmenschräm-

[1] RITTER, H. U.: Die Anforderungen der neuen Gewinnungsverfahren an den Strebausbau. Glückauf 1943 S. 31.

maschine, Walzenschrämlader) statt, die den Förderer als Fahrunterlage benutzen.

Die Kurzkappen haben eine Länge bis 1,6 m und können Gelenkkappen oder gewöhnliche, also unverbundene Kappen sein. Da in Hobelstreben das Hobelfeld nicht betreten zu werden braucht, genügen vielfach die billigeren unverbundenen Kappen; Gelenkkappen werden aber auch benutzt. Findet die Gewinnung mittels Abbauhammer oder Schrämmaschine statt, so muß mit Gelenkkappen vorgepfändet werden.

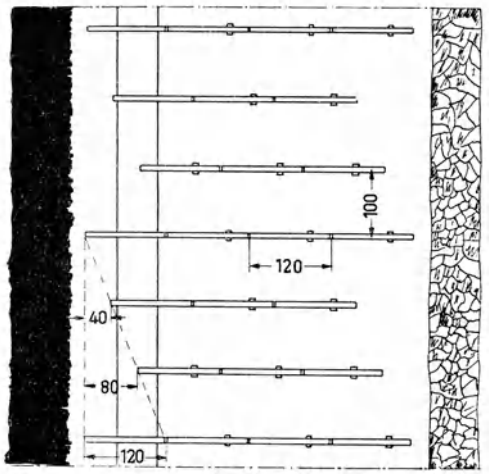


Abb. 459. Ausbau eines Hobelstrebs mit Kurzkappen in Sägeblattanordnung

Abb. 459 zeigt den Ausbau eines Hobelstrebs mit verbundenen Kurzkappen in *Sägeblattanordnung*. Hierbei reicht jede dritte Kappe am weitesten an den Kohlenstoß heran. Die beiden anderen Kappen enden $^1/_3$ und $^2/_3$ Kappenlängen weiter zurück. Die auf diese Weise unterstützte Hangendfläche hat die Form eines Sägeblattes. Diese Anordnung ist gewählt, um die Arbeit des Vorpfändens der Kappen und des Setzens der Stempel gleichmäßig über die ganze Schicht zu verteilen. Sie setzt allerdings ein verhältnismäßig gutes Hangendes voraus und hat den Nachteil, daß die Sägeblattform schwierig einzuhalten ist. Aus diesen Gründen wird sie heute nur noch wenig angewendet. Der *Dreieckausbau*, bei dem jede zweite Kappe nur eine halbe Kappenlänge vorspringt, vermeidet diese Nachteile und ist deshalb weit verbreitet. Besonders bewährt hat er sich in Flözen von geringerer und mittlerer Mächtigkeit. Abb. 460 gibt den Dreieckausbau eines Hobelstrebs mit Gelenkkappen wieder.

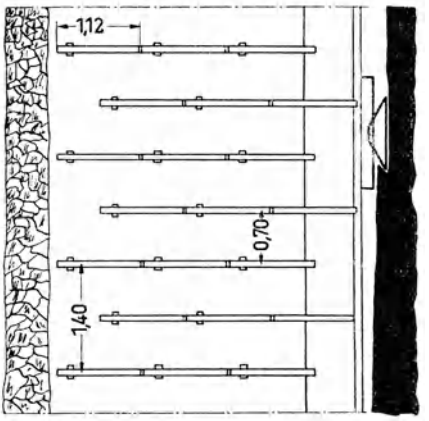


Abb. 460. Ausbau eines Hobelstrebs mit Kurzkappen in Dreieckanordnung

Ein Gelenkkappenausbau, der sich für Gewinnung mittels Schrämmaschine oder Abbauhammer eignet, ist in Abb. 461 veranschaulicht. Die bei 1,60 m Flözmächtigkeit notwendige größere Stempeldichte wird hier nicht nur durch den geringen schwebenden Abstand der Baue von 0,70 m,

sondern auch noch dadurch erreicht, daß jede Kappe durch zwei Stempel oder abwechselnd durch einen und zwei Stempel unterstützt wird.

116. — Der Portalausbau. Tritt bei den Ausbauarten der rückfreien Abbaufront eine zu starke Vorabsenkung des Hangenden ein oder müssen planmäßig Hilfsstempel am Kohlenstoß zum Unterfangen der Vorpfändkappen gesetzt werden, so ist der *Portalausbau* zu empfehlen. Abb. 462 zeigt ihn für einen Streb mit Abbauhammergewinnung und Abb. 463 bei Benutzung einer Schrämmaschine. Als Abbaufördermittel werden bei diesem Ausbau neben Schüttelrutschen und Bändern, insbesondere bei sehr flacher Lagerung und großen Fördermengen, auch Zweiketten-Kratzerförderer benutzt. Sie werden dann nicht im ganzen vorgerückt, sondern umgelegt, wozu kein höherer Schichtenaufwand erforderlich ist als bei Schüttelrutschen.

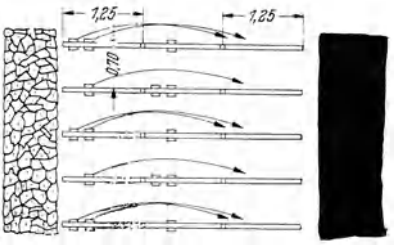


Abb. 461. Gelenkkappenausbau für Schrämmaschinen- oder Abbauhammergewinnung (nach SPRUTH)

Die Vorteile des Portalausbaus mit Kurzkappen sind mehrfacher Art. Es kann eine größere Feldbreite gewählt und auch vorgepfändet werden. Außer-

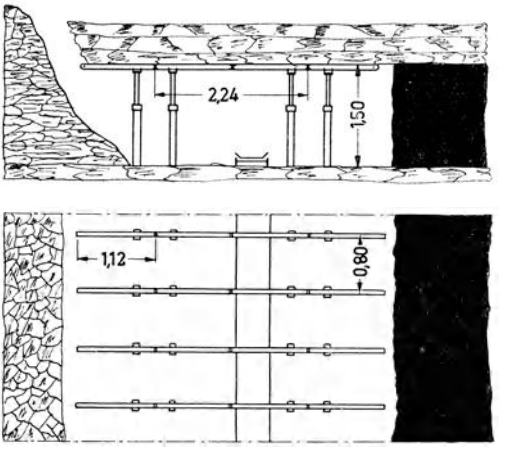


Abb. 462. Portalausbau in einem Streb mit Abbauhammergewinnung (nach SPRUTH)

dem ist es möglich, rückzupfänden. Bei Blasversatz versteht man hierunter eine in den Blasraum rückkragende Kappe, deren Ende vorübergehend eingeblasen wird. Das Rauben der Stempel ist allgemein ohne Hilfsstempel möglich. Schließlich kann man beim Portalausbau ohne Auswechseln des Ausbaumaterials zur rückfreien Abbaufront übergehen, falls die Hangendbedingungen sich gebessert haben.

2. Die Ausbaumittel in Stahl und Leichtmetall[1]

117. — Allgemeines. Metallstempel und Kappen an Stelle von Holzstempeln und Kappen rechtfertigen sich, wenn mit ihrer Benutzung eine Kostenersparnis verbunden ist, eine Erhöhung der Sicherheit oder technische Vorteile eintreten. Zu letzteren gehören die Möglichkeit der Schaffung einer stempel- und rückfreien Abbaufront sowie das Vorpfänden mit Hilfe der Gelenkkappen.

Die Anschaffungskosten eines Metallstempels oder einer Metallkappe sind stets wesentlich höher als die eines Holzstempels. So kostet z. B. ein Stahlstempel für den Ausbau eines Strebs in einem Flöz von 1,30 m Mächtigkeit 70—80 DM und ein entsprechender Kiefernholzstempel von 15 cm Durchmesser rd. 1,50 DM. Es ist also notwendig, den Metallstempel möglichst oft wiederzugewinnen und wieder zu verwenden. Es müssen aber nicht nur die Anschaffungskosten, sondern auch die Betriebskosten der verschiedenen Ausbauarten miteinander verglichen werden. Hierzu gehören außer den Kosten für Abschreibung und Verzinsung auch die Stempelreparatur- und Überwachungskosten. Letztere treten beim Metallausbau auf und fehlen bei dem Holzausbau. Eine große Rolle spielen schließlich die Transportkosten. Steht ein Streb in Metallausbau, so brauchen im laufenden Betrieb nur die beschädigten oder verlorenen Stempel und Kappen ersetzt zu werden, es sind dies 1—2% im Monat. Holzstempel und -kappen müssen dagegen jeden Tag in großen Mengen von über Tage bis in den Abbau gefördert werden. Für einen 250 m langen Streb, dessen Abbaufortschritt einer Feldbreite von 1,50 m entspricht, sind dies z. B. 500 Stück. Im Ruhrgebiet hat sich herausgestellt, daß beim Strebbau in der flachen Lagerung der Stahlausbau, also der Ausbau mit Stahlstempeln und Stahlkappen, etwa 1—2 DM/t billiger ist als der Ausbau in Holz.

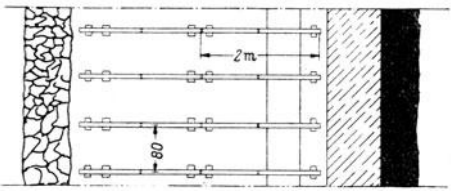


Abb. 463. Portalausbau in einem Schrämstreb mit Reihenstempel an der Bruchkante

Wenngleich Metall- und Holzstempel sich in ihrer Tragfähigkeit nicht wesentlich unterscheiden, so ist doch mit dem Metallstempelausbau insofern eine Erhöhung der Sicherheit verbunden, als ihre Tragfähigkeit gleichmäßiger ist und das Hangende mit ihm vielfach besser beherrscht werden kann. Insbesondere ist dies bei Bruchbau der Fall, weil das Rauben von Stahlstempeln einfacher ist als das von Holzstempeln.

Ein entscheidender technischer Vorteil des Metallausbaus besteht schließlich darin, daß er die stempel- und rückfreie Abbaufront möglich macht. Holzkappen sind hierfür überhaupt nicht zu verwenden.

Beim gewöhnlichen Kappenausbau, bei dem jede Kappe durch mindestens zwei Stempel unterstützt wird, können in Verbindung mit Metallstempeln Holz- oder Metallkappen verwendet werden. In der flachen Lagerung des Steinkohlenbergbaus kommt der volle Nutzen des Metall-

[1] Ausbauteile aus Stahl und Leichtmetall bedürfen im Oberbergamtsbezirk Dortmund der Zulassung durch das Oberbergamt.

stempels meist aber erst in Verbindung mit der Metallkappe zur Geltung, so daß der gemischte Ausbau hier mehr und mehr zurückgeht.

Wenn im Vorstehenden von Metallstempeln und Metallkappen die Rede war, so ist zu bemerken, daß hierbei in erster Linie an den Werkstoff Stahl gedacht ist, aus dem rd. 90% aller Stempel und Kappen bestehen. Sie finden sich hauptsächlich in der flachen Lagerung bis zu etwa 3 m Flözmächtigkeit. In der steilen Lagerung hat insbesondere der Leichtmetallstempel Eingang gefunden. Seine Verbreitung läßt hier allerdings noch zu wünschen übrig. Hierfür sind hauptsächlich zwei Gründe zu nennen: die in steilen Flözen stärker ausgeprägten Mächtigkeitsschwankungen, welche Stempel verschiedener Ausziehlänge im gleichen Schrägbau erfordern, und der vielfach recht geringe Abbaufortschritt. Je geringer nämlich der Abbaufortschritt ist, desto weniger häufig findet eine Wiederverwendung des Metallstempels statt. Er ersetzt also weniger Holzstempel und die mit ihm verbundene Kostenersparnis wird geringer.

118. — An Stahlstempel zu stellende Anforderungen. Die an Stahl- und Leichtmetallstempel zu stellenden Anforderungen sind mannigfacher Art:

1. Sie sollen eine bestimmte Nennlast erreichen. Darunter versteht man die Lastaufnahme nach 50 mm Einsinkweg. Diese muß verständlicherweise in der flachen Lagerung höher sein als in der steilen. Für die flache Lagerung werden 40 t gefordert, infolge Unregelmäßigkeiten in der Schloßwirkung meist aber nur 20—25 t erreicht. In der mäßig geneigten Lagerung sind 15—20 t und in der steilen Lagerung 8—12 t im allgemeinen ausreichend. Von der Nennlast ist die Tragfähigkeit oder Knicklast zu unterscheiden. Unter ihr ist die Last zu verstehen, bei der ein Stempel bei mittiger Beanspruchung auszuknicken beginnt.

2. Die Klemmlast soll wenigstens 10 t betragen. Als Klemmlast wird die Last bezeichnet, die der Stempel bei festgeschlagenem Schloßkeil aufnehmen kann und bei deren Überschreitung der Oberstempel einzusinken beginnt.

3. Das Stempelgewicht soll möglichst gering sein. Es ist dies besonders wichtig für Stempel in geneigter und steiler Lagerung.

4. Der Stempel muß sich in gewissen Grenzen an Flözmächtigkeitsschwankungen anpassen lassen.

5. Leichtes Setzen und Rauben.

6. Das Verhalten von Stempeln gleicher Bauart soll gleichartig sein und von der normalen Charakteristik möglichst wenig abweichen.

7. Einfache Reparaturen sollten unter Tage ausgeführt werden können.

119. — Gemeinsames in der Bauweise der Stahl- (und Leichtmetall-) Stempel. Die im deutschen Bergbau gebräuchlichen Stempel suchen die in Ziff. 118 angegebenen Forderungen durch eine Reihe gemeinsamer Maßnahmen zu erreichen. So bestehen sie alle aus zwei Teilen, einem *Unter-* oder *Außenstempel* und einem in diesen einschiebbaren *Ober-* oder *Innenstempel*. Mit Ausnahme der im Gegensatz zu Großbritannien bei uns noch weniger verwendeten hydraulischen Stempel sind Ober- und Unterstempel durch ein *Schloß* miteinander verbunden. Dieses Schloß hat aber nicht nur die Aufgabe, Ober- und Unterstempel zu verbinden, sondern auch die ge-

forderte Nachgiebigkeit zu ermöglichen. Hierbei wird dem Einschieben des Oberstempels ein mehr oder weniger starker Widerstand entgegengesetzt, der meistens durch Reibungsarbeit, zuweilen auch noch durch Formänderungsarbeit überwunden werden muß. Man bezeichnet sie deshalb als *Reibungsstempel.* Der Reibungswiderstand wird durch ein Aufeinanderwirken mehrerer Keile im Schloß hervorgerufen. Hierbei werden zugleich die Schloßteile elastisch zusammengedrückt und das Schloßband elastisch gedehnt. Zur Erhöhung der Reibung dienen zuweilen, ähnlich wie bei Bremsen oder Treibscheiben, *Reibbeläge.* Diese bestehen aus Leichtmetallegierungen oder auch aus Holz. Erstere haben den Vorteil, daß sich bei ihnen die Reibungsbeiwerte wenig ändern und daher die Streuungen im Stempelverhalten gering sind. Bei Verwendung von Holz, sei es in Gestalt von Plättchen oder Keilen, wird zugleich Formänderungsarbeit geleistet. Als dritte Aufgabe des Stempelschlosses ist schließlich zu erwähnen, daß es ein leichtes Setzen und Lösen des Stempels ermöglichen soll.

120. — Profilformen, Werkstoffart und -güte. Um die Stempelgewichte niedrig zu halten, ist neben geeignetem Werkstoff[1] die Wahl statisch günstiger Profile notwendig. Das Rohr entspricht dieser Forderung am meisten. Da es sich jedoch mit einem Keilschloß nur schwierig verbinden läßt, ist seine Verbreitung bei Reibungsstempeln noch gering, wenn auch im Zunehmen begriffen. Bei den Unterstempeln herrscht das aus U- oder Winkeleisen hergestellte Kastenprofil durchaus vor. Für die Oberstempel werden neben Kastenprofilen auch I-Profile sowie Sonderprofile verwendet, die statisch günstiger sind oder eine Verbesserung der Reibungsarbeit bezwecken.

Der vorwiegend verwendete Werkstoff ist Stahl, und zwar wird für die Oberstempel im allgemeinen St 60, für die Unterstempel St 50 oder St 52 bevorzugt. Leichtmetall befindet sich in einer stark umkämpften Stellung. Den Vorzügen der Gewichtseinsparung und der leichteren Formgebung durch das Strangpreßverfahren steht als Nachteil der höhere Preis gegenüber. Sicherheitliche Bedenken sind inzwischen praktisch ausgeräumt[2].

Der *Stempelkopf* ist genormt und daher bei allen Stempelarten gleich. Seine nutzbare Breite beträgt 88 mm. Die *Fußplatten* sind dagegen noch nicht einheitlich ausgebildet. Ihre Grundfläche ist im allgemeinen 150 cm^2 groß. Kleinere Abmessungen eignen sich nur bei ganz festem Liegenden. Größere Fußplatten haben sich bei weichem Liegenden bewährt, bereiten aber beim Rauben Schwierigkeiten, wenn sie sich trotz ihrer größeren Auflagefläche ins Liegende eindrücken.

121. — Bauarten der Reibungsstempel. Stempelkennlinien. Für die Gruppierung der großen Fülle verschiedener Stempelbauarten hat sich die Wirkung ihres Schlosses bei Belastung am zweckmäßigsten erwiesen, die durch die *Stempelkennlinie* verdeutlicht werden kann. Die Stempelkennlinie ist eine Last-Weg-Kurve, die dadurch erhalten wird, daß auf der senkrechten Achse die Belastung und auf der waagerechten Achse der Einsink-

[1] Dörtelmann, Hülsebeck u. Jacobi: Stahlleichtbau als technischer Fortschritt im Strebausbau. Glückauf 1957 S. 737.

[2] Schultze-Rhonhoff, H.: Versuche über die Zündgefährlichkeit von Aluminiumfunken. Glückauf 1956 S. 777.

weg aufgetragen wird. Je nach dem Verlauf der Kennlinie werden *Keilschloßstempel*, *Servostempel* und *Klemmlaststempel* unterschieden. Sie sind durch Übergänge miteinander verbunden, so daß eine scharfe Trennung der einzelnen Gruppen vielfach nicht vorhanden ist. Ist die Lastaufnahme am Anfang, d. h. bei geringerem Einsinkweg, schon hoch, so spricht man von einem *frühtragenden* Stempel[1]. Ist sie niedrig und ist der Einsinkweg bis zur Erreichung des größten Teils oder der ganzen Nennlast verhältnismäßig groß, so ist der Stempel *spättragend*[2]. Letztere werden zuweilen auch als nachgiebig, erstere als starr bezeichnet.

Bei aller grundsätzlichen Bedeutung der von den Herstellerfirmen angegebenen Kennlinien darf nicht verkannt werden, daß sie auf Grund von Prüfstandsversuchen ermittelt worden sind und das Verhalten der Stempel im Betrieb mehr oder weniger von ihnen abzuweichen pflegt. Unter Tage werden ausnahmslos niedrigere Lastaufnahmen gemessen. Diese Tatsache ist wahrscheinlich darauf zurückzuführen, daß die Reibungsbeiwerte unter Tage geringer sind als bei den Versuchen über Tage und daß auch bei den Dehnungsvorgängen im Schloß die Zeit eine erhebliche Rolle spielt, während der die Lastaufnahme des Stempels stattfindet. Sie ist unter Tage wesentlich länger als bei Prüfstandsversuchen.

Auch die mit einer Kaltverfestigung verbundene Versprödung der Reibflächen sowie der Einfluß von Feuchtigkeit und Kohlenstaub sind Ursachen für die Abnahme der Reibungsbeiwerte.

Bemerkenswert ist auch das meist mit einem Ticken oder lauten Knallen verbundene *Springen* der Stahlstempel. Man versteht darunter ein plötzliches Einsinken des Oberstempels um meist mehrere Millimeter, das von einer mehr oder weniger starken Entlastung des Stempels begleitet ist. Es wird durch die Elastizität der Stempel verursacht, die den Oberstempel in den Unterstempel hineinschleudert, sobald die Reibung der Ruhe in die geringere Reibung der Bewegung übergeht[3]. Das Springen kann durch Reibeinlagen aus Leichtmetall verringert oder vermieden werden, da bei Leichtmetall der Unterschied zwischen den Reibungsbeiwerten der Ruhe und der Bewegung geringer ist.

122. — Keilschloßstempel. Die Kennlinie eines Keilschloßstempels zeichnet sich dadurch aus, daß nach Überschreiten der Klemmlast die Lastaufnahme mit dem Einsinkweg ständig wächst. Bis zu einer Klemmlast von rd. 10 t, wie z. B. beim Gerlach-Stempel Modell 47, bezeichnet man den Stempel als spättragend. Beträgt sie dagegen 25 t und mehr, so handelt es sich um einen frühtragenden Stempel. Hierzu können die GHH-Stempel (Bauart AR und DR), der Schmidt-Zweikeil-Stempel, der Gerlach-Tandem-, der Gerlach-Vierflächen- und der Gerlach-Duplex-Stempel gerechnet werden.

Der Oberstempel des Keilschloßstempels ist stets keilförmig, und zwar mit Neigungen von 1 : 70 bis 1 : 300—400. Er schiebt sich in eine keilförmige

[1] Spruth, F.: Strebausbau in Stahl und Leichtmetall. Essen: Verlag Glückauf 1951; — ferner A. Weddige: Der Grubenausbau im Spiegel der Bergbau-Ausstellung 1954. B. Strebausbau. Schlägel u. Eisen 1954 S. 335.

[2] Haarmann, A.: Neuere Erkenntnisse über die Pflege des Hangenden. Berg- u. hüttenm. Monats-Z. Wien 1949 S. 211.

[3] Jacobi, O., u. H. Link: Das Springen von Reibungsstempeln. Glückauf 1951 S. 299.

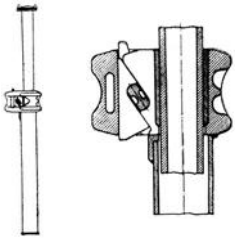


Abb. 464. Ansicht und Schnitt durch das Schloß des AR- und DR-Stempels der GHH

Schloßtasche ein, deren verschiedene Ausbildung bei den einzelnen Bauarten, mit sog. Keilgetrieben, mit zwei Setzkeilen, mit Schwenkbügeln u. dgl., eine verschieden große Klemmlast sowie einen unterschiedlichen Verlauf der Kennlinie zur Folge hat. Am meisten verbreitet ist die Zweiflächenreibung, aber auch die Mehrflächen- (Lamellen-) Reibung ist vertreten.

Abb. 464 gibt das Schloß des AR- und DR-Stempels der GHH wieder. Zwei senkrecht, aber

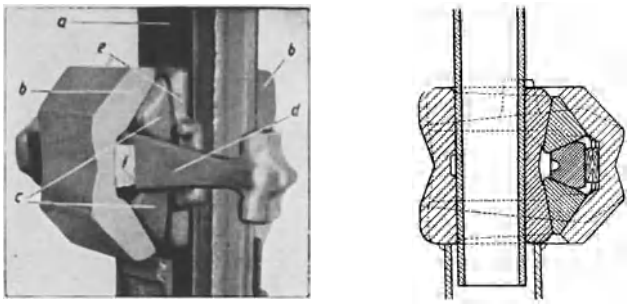


Abb. 465. Ansicht und Schnitt des Schlosses des Gerlach-Stempels. Innenstempel *a*, Schloßringe *b*, Pralinen c, Querkeil *d*, Stahleinlage *e*, Holzstück *f*

gegenläufig angeordnete Keile werden durch einen dritten, waagerechten Keil gehalten.

Eine noch weitere Zerlegung der Reibungs- und Formänderungskräfte findet im Arbeitsschloß des Gerlach-Stempels statt (Abb. 465). Er wird vom Eisenwerk Wanheim in Duisburg-Wanheim hergestellt. Bei Druck auf den im Verhältnis 1:47 bis 1:110 (meist 1:60 oder 1:70) keilförmig ausgestalteten Innenstempel *a* werden diese Kräfte auf das von nahtlosen Ringen *b* umfaßte Schloß weitergeleitet und innerhalb des Schlosses infolge geeigneter Neigungen mehrerer Keile (Pralinen *c* und Querkeil *d*) geteilt und abgelenkt. Hierbei wirken die Keilstücke *c* auf dem Wege über die Stahleinlage *e* mit einem großen Flächendruck auf die Rutschfläche des Innenstempels. Ein Teil der Kräfte geht durch Reibung verloren. Der Rest wirkt formverändernd auf ein etwa streichholzschachtelgroßes Weichholzstück *f*, wodurch zugleich eine gewisse Nachgiebigkeit erreicht wird. Wird

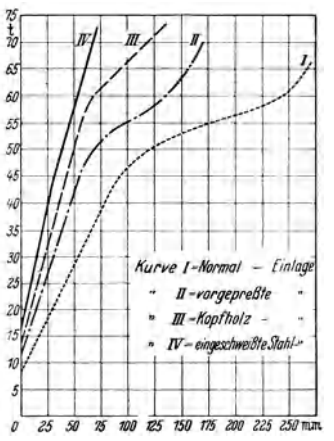
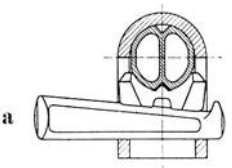


Abb. 466. Einfluß der Art der Einlagen auf den Verlauf der Stempelkennlinie beim Gerlach-Stempel

auf Nachgiebigkeit verzichtet, so muß statt des Weichholzes Hartholz oder Metall gewählt werden. Wie sich die Stempelkennlinie durch Verwendung verschiedenartiger Einlagen ändert, ist aus Abb. 466 zu ersehen. Die verschiedenen Schloßteile kommen durch den waagerechten Außenkeil *d* in die Arbeitsstellung.

Abb. 467 zeigt den Zweikeilstempel von Schmidt, Blankenstein (Ruhr), und Abb. 468 den Vierflächenstempel von Gerlach des Wanheimer Eisenwerks. Sein Oberstempel besteht aus zwei Profilhälften, zwischen denen eine Reibzwischenlage angeordnet ist. Der Stempel hat somit vier Reibflächen, wodurch eine Klemmlast von rd. 25 t erzielt wird (Abb. 469).



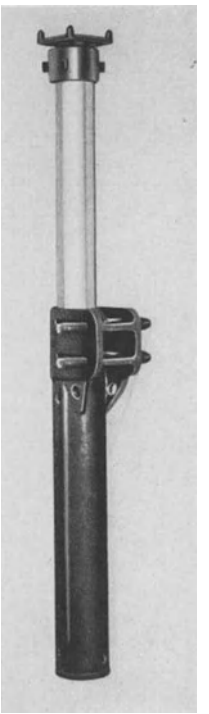


Abb. 467 a u. b. Zweikeilstempel von Schmidt im Schnitt (a) und in der Ansicht (b)

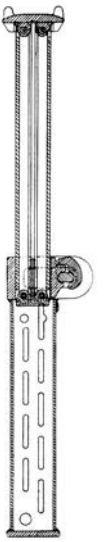


Abb. 468. Vierflächenstempel von Gerlach

Der Duplexstempel der Firma Gerlach kann als Mehrflächenstempel oder auch als Stempel mit einfachem Oberstempel hergestellt werden. Sein Schloß zeichnet sich dadurch aus, daß der Schwenkhebel des Schlosses mit seinem oberen Arm gegen die Reibeinlage drückt, und zwar mit nahezu der gleichen Kraft, mit der sich der Schloßkeil auf der Einlage abstützt. Dadurch wird die klemmende Wirkung auf den Innenstempel nahezu verdoppelt (Abb. 470). Die Klemmlast beträgt bei einfachem Oberstempel 20 bis 30 t, beim Mehrflächenstempel bis 35 t. Als Besonderheit ist der Schraub-

kopf zu erwähnen, der ein schnelleres Setzen erlaubt und weiterhin den Vorteil hat, daß das Schloß vorgespannt angetrieben wird, was bei Benutzung der Setzvorrichtung nicht möglich ist.

Beim Lamellenstempel der Maschinenfabrik Brand sind zwischen den Flanschen eines I-Profils an jeder Seite nicht nur eine, sondern vier Lamellen vorhanden. Hierdurch wird eine entsprechend höhere Klemmlast oder eine geringere Schloßbeanspruchung ermöglicht.

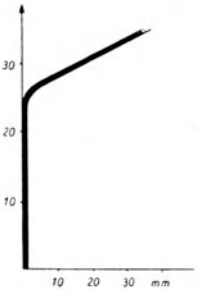


Abb. 469. Kennlinie eines Keilschloßstempels (Vierflächenstempel von Gerlach)

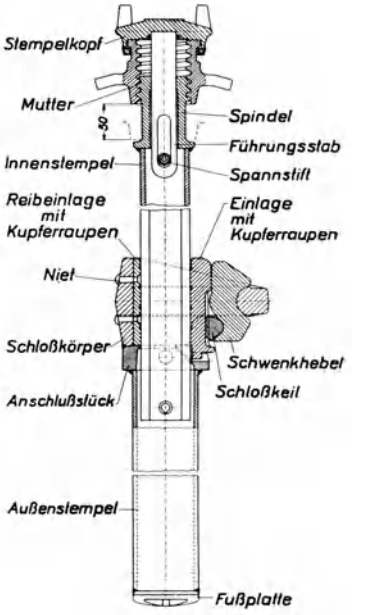


Abb. 470. Duplexstempel der Fa. Gerlach mit Schraubkopf

123. — Servostempel. Bei den Servostempeln wird durch die Anordnung eines Schleppkeils, eines Schwenkkeils oder Schwenkbügels eine

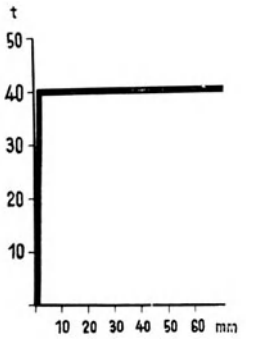


Abb. 472. Kennlinie eines Klemmlaststempels (Schwarz)

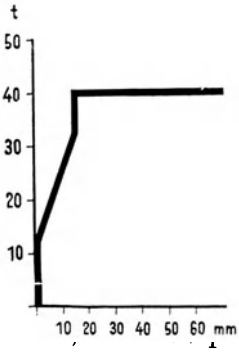


Abb. 47[illegible] (S[illegible]els

Servowirk[illegible] eine selbsttätig herbeigeführte Steigerung der Lasta[illegible]mmlast ab steigt daher die Kennlinie steil an und n[illegible]ppkeils sogar senkrecht bis zum sog. Knickpunkt (A[illegible]kt, der durch unterschiedliche Keilsteigung

regelbar ist und den Stempel vor Überlastung schützt, fällt die Last infolge des Übergangs der Reibung von der Ruhe in die Bewegung geringfügig ab. Bei den meist nicht keiligen Oberstempeln verläuft die Kennlinie alsdann waagerecht, d.h. der Stempel sinkt bei einer bestimmten Last von 30—50 t gleichmäßig ein. Bei keiligem Oberstempel steigt die Kennlinie weiter an, d.h., das weitere Einsinken des Oberstempels ist mit einer steigenden Lastaufnahme verbunden.

Der Knickpunkt teilt also die Kennlinie in zwei Teile. Vergleicht man die Kennlinien der Abb. 469, 471 und 472, so sieht man, daß ein Servo-

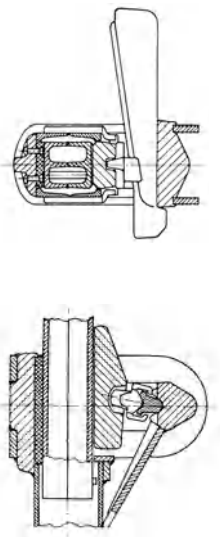


Abb. 473. Schloß des Becorit-Stempels im Quer und Längsschnitt

Abb. 474. Becorit-Stempel

stempel sich anfangs wie ein Keilschloßstempel und später wie ein Klemmlaststempel verhält.

Servostempel werden von der Becorit Grubenausbau GmbH., der GHH, der Firma Schwarz in Wattenscheid, vom Wanheimer Eisenwerk, von Wiemann, Reppel, Brand u. a. gebaut.

Abb. 473 zeigt das Schloß des Becorit-Stempels. Beim Setzen wird der *Schwenkkeil* mit einer geringen Neigung von etwa 15^g angeschlagen. Der Oberstempel wird dadurch zwischen der Rückenplatte und der lotrecht geführten Druckbacke des Stempelschlosses festgeklemmt. Beim Einsinken des Oberstempels wird die Druckbacke durch Reibung bis in ihre Endstellung mitgenommen. Hierbei dreht sich der Schwenkkeil bis in die Waagerechte und spannt dadurch zunehmend die aus Federstahl bestehenden Schloßbänder. Zur Erhöhung der Reibung sind auf der Keilseite des Oberstempels dünne Streifen, sog. Raupen, aus Hartmetall aufgeschweißt (Abb. 474). Diese Raupen schieben sich z.T. leicht spanend, z.T. materialverdrängend an der Druckbacke vorbei. Mit einfachem Schwenkkeil werden

Nennlasten von 30 t, mit Schwenkkeil und Keilausgleichstück Nennlasten von 40—50 t erreicht. Ebenfalls nach dem Schwenkkeilprinzip arbeitet der aus Leichtmetall-Sonderprofilen gebaute, für die steile Lagerung bestimmte Becorit-Stempel. Er erzielt eine Nennlast von 15 t.

Als weiterer Schwenkkeilstempel sei der Stahlleichtbaustempel der GHH genannt. Bei ihm sind für Ober- und Unterstempel Sonderprofile aus hochfestem Stahlblech verwandt. Ein Stempel mit einer Ausziehlänge von 2000 mm wiegt daher nur 52 kg.

Einen *Schleppkeil* als Servoelement benutzt der Schwarz-Universalstempel (Abb. 475). Bei ihm drückt das mit Reibbelägen versehene

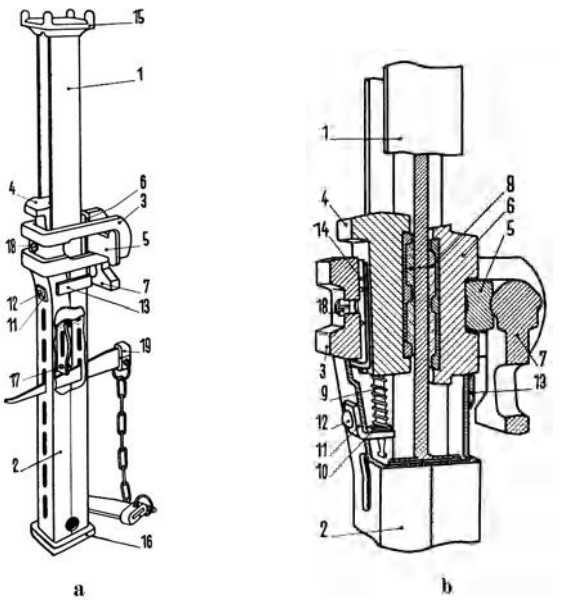


Abb. 475 a u. b. Ansicht (a) und Schnitt durch das Schloß (b) des Schwarz-Universalstempels. *1* Oberstempel; — *2* Unterstempel; — *3* Schloßbügel; — *4* Schleppkeil; — *5* Querkeil; — *6* Druckstück; — *7* Raubbolzen; — *8* Reibeinlagen; — *9* Druckfeder; — *10* Unterlegscheibe; — *11* Führungswinkel; — *12* Niet; — *13* Stütze; — *14* Gleitbleche; — *15* Kronenkopf; — *16* Fußplatte; — *17* Arretierungshülse; — *18* Schmiernippel; — *19* Setzkeile

Druckstück *6* gegen den mit nichtrostendem Belag versehenen Steg des Oberstempels *1* aus I-Profilen. Das Druckstück *6* steht auf einer Stütze *13* des Unterstempels *2* und drückt gegen den Querkeil *5*, der seinerseits wieder am Raubbolzen *7* anliegt. Der konisch gearbeitete Schleppkeil *4* verfügt je nach der Länge der unter ihm liegenden Feder *9* über eine gewisse Einsinkmöglichkeit, bis er auf dem Schloßbügel aufliegt. Die Feder umgibt einen die untere Fortsetzung des Schleppkeils bildenden Stift. Dieser gleitet in einem Loch des gleichzeitig als Widerlager für die Feder dienenden sog. Führungswinkels *11*. Die Gleitbleche *14* verhindern ein Anrosten der Gleitflächen und somit eine Veränderung ihres Reibungswiderstandes. Nach Einführung des Oberstempels in den Unterstempel sichert die Arretierungshülse *17* die Stempelteile gegen Auseinanderfallen. Beim

Setzen des Stempels muß der Raubbolzen parallel zur Stempelachse weisen und wird zum Rauben rechtwinklig dazu gedreht. Dadurch wird der Querkeil gelöst. Die Kennlinie des Schwarz-Universalstempels ist aus Abb. 471 ersichtlich.

Ein Schleppkeilstempel, jedoch mit Mehrflächenreibung, ist der Alco 2-Stempel der Firma Wiemann. Er besteht bis auf einige Schloßteile ganz aus Leichtmetall und ist für mittlere bis hohe Nennlasten bestimmt. Die Mehrflächenreibung wird durch die besondere Form des Oberstempels erreicht, der aus zwei halbschalenähnlichen Profilen besteht, die zwischen sich den durch eine Feder in Ausgangsstellung gehaltenen Schleppkeil aufnehmen. Dieser verläuft diagonal, also schräg nach unten durch das Schloß. Ein waagerechter Keil dient zum Lösen und Setzen des Stempels.

124. — Klemmlaststempel. Während die Servostempel als frühtragend bezeichnet werden können, sind die Klemmlaststempel, wie Abb. 472 zeigt, „sofort tragend". Die Klemmlast ist praktisch gleich der Nennlast. Die Kennlinie verläuft waagerecht, d. h., der Stempel sinkt bei einer bestimmten Last gleichmäßig ein und nimmt diese Last weiterhin sicher auf.

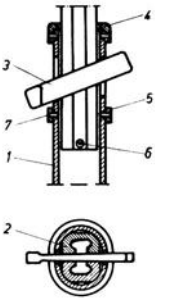


Abb. 476. Schloß des Alco 1-Stempels
1 Unterstempel; — *2* Oberstempel; — *3* Klemmkeil; — *4* oberer Sprengring; — *5* unterer Sprengring; — *6* Distanzstücke; — *7* Spannstütze

Zu diesen Stempeln gehören zunächst die für die steile Lagerung geeigneten Leichtmetallstempel für Nennlasten von 10—12 t der Firmen GHH (RS), Wanheim (R 53) und Wiemann (Alco 1). Sie wiegen bei 750/1250 mm Länge nur 9—11 kg.

Abb. 476 zeigt den Alco 1-Stempel. Der Querschnitt des Unterstempels (*1*) ist oval, während der Oberstempel aus zwei Halbschalen (*2*) besteht. Ein eigentliches Schloß fehlt. Dagegen ist der Unterstempel an seinem oberen Ende durch zwei aufgeschrumpfte Stahlringe (*4*; *5*) verstärkt, zwischen denen ein senkrechter Schlitz angebracht ist. In ihm befindet sich der Klemmkeil (*3*). Er ist diagonal nach unten gerichtet, da ein waagerechter Keil beim Einsinken des Oberstempels sich gegen die Schlagrichtung zurückbewegen könnte. Durch Eintreiben des Klemmkeils werden die Halbschalen des Oberstempels elastisch verformt und gegen die Wand des Unterstempels gedrückt, so daß eine Klemmwirkung eintritt. Zur Erhöhung seiner Anpassungsfähigkeit an wechselnde Flözmächtigkeiten können am Unterstempel Verlängerungsstücke angebracht werden.

Abb. 477 zeigt einen GHH-Leichtmetall-Rohrstempel für die steile Lagerung. Durch Anschlagen eines Querkeils werden die beiden Schalen des Oberstempels unmittelbar gegen die Schloßinnenwand geklemmt. Es sind also vier Reibungsflächen wirksam.

Auch der Klemmringstempel von Schwarz besteht ganz aus Leichtmetall. Ober- und Unterstempel sind aus Rohrprofilen hergestellt (Abb. 478). Sie werden durch einen Klemmring (*2*) zusammengehalten, der an allen Stellen des Umfangs einen gleichmäßigen Anpreßdruck erzeugt. Durch einen in einen Bolzen eingesetzten Keil (*7*) kann er gespannt und gelöst werden. Eine am Stempelfuß befindliche Gewindespindel ermöglicht eine Fein-

einstellung bis zu 5 cm. Das Gewicht des Stempels beträgt bei 1,6 m ausgezogener Länge 14 kg. Die Stempel in steiler Lagerung werden mit Ketten miteinander verbunden. Auf diese Weise wird ihr Abrutschen beim Rauben vermieden.

125. — Normung der Stempellängen und ihre richtige Wahl. Um die Herstellung, die Lagerhaltung und das Bestellwesen zu vereinfachen, sind die Stempellängen in Normblatt 21561 genormt worden. Hierbei ist die ausgezogene Länge zugrunde gelegt worden, da die eingeschobene Länge von der Schloßbauart abhängt. Die genormten Längen in mm sind: 630, 800, 1000, 1250, 1600, 2000, 2500, 2800 und 3150. Bis zu Stempeln von 2000 mm Länge verteilt sich die Länge ungefähr gleichmäßig auf Ober- und Unterstempel. Bei den drei obersten Größen ist die größere Länge jedoch nur durch Erhöhung des Unterstempels erreicht worden, während die Länge des Oberstempels mit 1350 mm gleichgeblieben ist. Es werden

Abb. 477. Leichtmetall-Rohrstempel der GHH

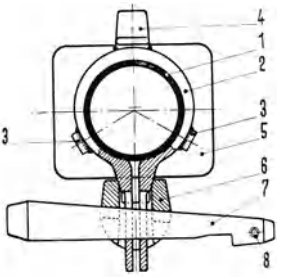


Abb. 478. Schnitt durch den Klemmringstempel von Schwarz. *1* Oberstempel; — *2* Klemmring; — *3* Zugbänder; — *4* Befestigungsbrücke; — *5* Fußplatte; — *6* Keilklaue; — *7* Querkeil; — *8* Arretierungshülse

dadurch Überbeanspruchungen des Oberstempels bei außermittiger Belastung eher vermieden.

Nach SPRUTH[1] kann als Anhalt für die zweckmäßige Wahl der Stempellänge gelten, daß in Flözen unter 1,2 m Mächtigkeit diejenige Stempellänge richtig ist, die an oder etwas unter der Flözmächtigkeit liegt. Bei einem Flöz von 1—1,10 m genügt also ein Stempel von 1000 mm. Da zwischen Stempelkopf und Hangendem noch die Kappe Platz finden muß, reichen Stempel von dieser Länge aus. Wegen seines kurzen Oberteils kann er weit ausgezogen sein, ohne übermäßig auf Biegung beansprucht zu werden. Bei Mächtigkeiten zwischen 1,2 und 1,6 m sollte eine Stempellänge gewählt werden, die dicht über der Flözmächtigkeit liegt, während für Flöze über 1,6 m die übernächste genormte Stempellänge vorzuziehen ist, also z. B. für

[1] SPRUTH, F., zitiert S. 493.

ein 1,9 m mächtiges Flöz ein Stempel von 2,5 m. Auch Mächtigkeitsschwankungen beeinflussen die Wahl der Stempellänge. Es ist dies insbesondere bei dünneren Flözen der Fall.

126. — Vorbaustempel. Vorbaustempel oder „fliegende Stempel" sind Hilfsstempel, die als vorläufiger Ausbau für kurze Zeit gesetzt werden und das Hangende so lange stützen sollen, bis der endgültige Ausbau eingebracht werden kann. Ihr Hauptanwendungsgebiet ist die flache Lagerung. Man kann Holzstempel als Vorbaustempel verwenden. Häufig wählt man jedoch leichte Stahlstempel besonderer Bauart von 5—20 kg Gewicht. Einen Vorbaustempel von Korfmann, Witten, zeigt Abb. 479.

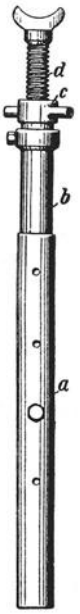


Abb. 479. Vorbaustempel

Abb. 480. Setzklaue

127. — Stempelsetzvorrichtungen. Stahl- oder Leichtmetallstempel dürfen im allgemeinen nicht wie Holzstempel durch Anschlagen gegen ihren Kopf gesetzt werden. Weil sie eine Setzlast von etwa 5—10 t erhalten sollen, damit die Kappen genügend fest an das Hangende gepreßt werden, machen sie eine andere Setzweise notwendig.

Die Firma Schwarz versieht ihre Unterstempel bei geringen Stempellängen mit einer Doppelschlitz- und bei längeren Stempeln mit einer Einfachschlitzreihe. Letztere schwächt den Unterstempel weniger und läßt höhere Setzlasten zu. Setzkeile werden bei der Doppelschlitzreihe abwechselnd in die Schlitze unter das ballige Ende des Oberstempels geschlagen und treiben diesen hoch. Bei nur einer Schlitzreihe im Unterstempel hat der Oberstempel einen Schlitz dicht über seinem unteren Ende. Die Keile fassen das erste Mal unter den Oberstempel, das zweite Mal in den Schlitz des Oberstempels, dann wieder unter den Oberstempel usw. (Abb. 475).

Die Setzklaue der GHH (Abb. 480) beruht auf dem Keilprinzip. Sie wird auf das Stempelschloß aufgesetzt, ein Bügel umfaßt den Oberstempel

und ein in einer Nut des Bügels geführter Antreibkeil wird angeschlagen und treibt den Oberstempel an, nachdem dieser bereits von Hand bis unter die Kappe hochgezogen worden ist.

Als weitere Setzvorrichtungen seien die Keilsetzvorrichtung der Maschinenfabrik Wiemann, die Gerlach-Setzknarre sowie die Zahnstangensetzvorrichtung von Neuhaus (Witten) erwähnt.

128. — Stahlkappen im Abbau. In Verbindung mit Stahlstempeln sollten grundsätzlich Stahl- oder Leichtmetallkappen und keine Holzkappen verwendet werden. Auch Holzverzug ist möglichst zu vermeiden. Diese Forderungen sind darin begründet, daß Holz dem Ausbau eine zu große Nachgiebigkeit verleiht, was in den meisten Fällen, stets aber bei frühtragenden Stempeln dem Wesen der gewünschten Stempelkennlinie zuwiderläuft. Langkappen sind unhandlich und verformen sich leicht. Beim Ausbau breiter Felder sollte man daher nach Abb. 462, S. 489, die Verwendung zweier Kurzkappen im Portalausbau vorziehen. Bei der rückfreien Abbaufront werden fast nur Kurzkappen von 0,8—1,6 m Länge benutzt.

Als Profile herrschen Kastenprofile, insbesondere bei größeren Flözmächtigkeiten, vor. Zur besseren Arretierung der Stempel werden sie mit runden oder länglichen Nocken oder Zähnen versehen. In weniger mächtigen Flözen wird das I-Profil bevorzugt, das vielfach eine gedrungene Form und verstärkte Flanschen besitzt. Für Flöze von geringer Mächtigkeit eignet sich auch die Wellstahlkappe, die hauptsächlich am Niederrhein, in Holland und in Großbritannien verbreitet ist.

129. — Die Gelenkkappe. Neben den gewöhnlichen Kurzkappen ist die Gelenkkappe deshalb von Bedeutung, weil sie ein Vorpfänden erlaubt. Die nachfolgende Kappe kann also an die vorhergehende angelenkt und alsdann — meist durch Keilwirkung — starr, d. h. unnachgiebig mit ihr verbunden werden, so daß beide Kappen eine Einheit bilden. Die vorgepfändete Kappe vermag an ihrem freien Ende in der Regel noch ein Gewicht von 2 t aufzunehmen. Sie stellt also einen vorläufigen Ausbau des vorderen Feldes dar und wird erst Teil des endgültigen Ausbaus, nachdem sie, meist einige Stunden oder auch Schichten später, von einem Stempel unterstützt worden ist.

Um ihren Aufgaben gerecht zu werden, sollen die Kappen symmetrisch gebaut sein, damit sie zum Richten von Verbiegungen umgedreht werden können. Ferner soll die Kappenverbindung ein Auswinkeln nach oben und unten um etwa 8—10^{g} gestatten, um die Kappe bei schrägem Verlauf des Hangenden an dieses anlegen zu können. Auch ist eine seitliche Abwinklung um etwa 6—7^{g} wünschenswert, um durch geringe Richtungsänderungen der Kappen zu vermeiden, daß eine neue Kappenreihe begonnen werden muß. Außerdem soll das Anbauen der neuen Kappe von unten her, d. h. vom gesicherten Stand aus möglich sein, ohne daß der Mann über den Förderer klettern und das noch nicht ausgebaute Feld betreten muß. Um Überlastungen der Kappen beim Rauben, aber auch beim Rückpfänden zu vermeiden, sollen die Verbindungen wieder „entstarrt", ihnen also ihre Gelenkigkeit, die auch für ihren Einbau wichtig ist, zurückgegeben werden

können. Schließlich ist zu fordern, daß der Stempel an jeder beliebigen Stelle unter die Kappe gestellt werden kann.

Abb. 481 zeigt die Vanwersch-Kappe des Eisenwerkes Wanheim. Das vordere Ende der rückwärtigen Kappe besteht aus einem Gabelkopf und das rückwärtige Ende der vorzupfändenden Kappe aus einer keilförmigen Zunge. Das Gabelende besitzt vorn ein und kurz dahinter zwei

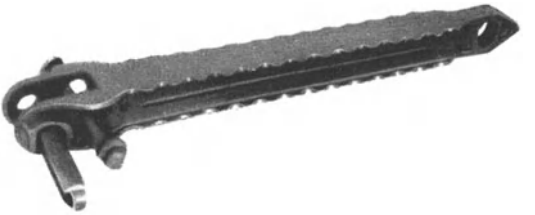


Abb. 481. Vanwersch-Kappe

übereinanderliegende Löcher, an deren Stelle auch ein größeres ovales Loch treten kann. Das Zungenende besitzt ein größeres rundes Loch. Durch die beiden Löcher des Gabel- und Zungenendes wird der Gelenkbolzen gesteckt. Die anzubauende Kappe wird alsdann unter das Hangende geschwenkt, worauf der Rundkeil durch das obere der rückwärtigen Löcher des Gabelstücks geschlagen und über die obere Schrägfläche des keiligen Zungen-

Abb. 482. Strebausbau mit Keilzapfengelenk-Kappen der GHH

endes geführt wird. Die vordere Kappe kann sich infolgedessen nicht mehr nach unten bewegen und ist somit in der Lage, Hangenddruck aufzunehmen. Eine Bewegung der Kappe nach oben wird durch das Hangende verhindert, die Kappe ist also „starr" mit der vorhergehenden verbunden.

Abb. 482 zeigt einen Streb, der mit Keilzapfengelenk-Kappen der GHH ausgebaut ist[1]. Zum Vorpfänden wird der Zapfen von der Seite her in das

[1] Jacobi, O.: Die Zapfengelenkkappe der Gutehoffnungshütte als Beispiel einer technischen Entwicklungsarbeit. Glückauf 1949 S. 439.

Loch der unterstützten Kappe eingeführt und die Kappe zum Hangenden hochgeschwenkt. Daraufhin wird der Kappschuh über die Verbindung geschoben und mittels eines im Kappschuh geführten Keiles die vorgebaute Kappe angetrieben, so daß sie starr mit der rückwärtigen verbunden ist. Erst nach dem Setzen des Stempels löst man den Kappschuh und hängt ihn am Stempelschloß auf. Die beschriebene Verbindung erlaubt ein besonders großes Abwinkeln, und zwar im Ausmaß von je 15g zur Waagerechten und zur Senkrechten.

An weiteren Kappenverbindungen seien die Schlomskappe der Firma Brand, die Groetschelkappe und die Reppelkappe erwähnt, die sich alle der Keilwirkung zum Verspannen bedienen. Durch Klemmwirkung eines Exzenters gegen eine Druckfläche der vorzubauenden Kappe wird die Verbindung der Kappe der Lorenz Polygon GmbH., Dortmund, erzielt. Das Eisenwerk Rothe Erde, Dortmund, bedient sich eines Vorpfändschuhs, der an der ersten Kappe befestigt und von dessen weit vorkragendem Ende die vorzupfändende Kappe unterfangen wird.

Die Firma Buschmann, Essen-Kray, baut einen hohlen Stempelkopf, durch den die anzubauende Kappe durchgeschoben werden kann. Sie trägt an ihrem Ende bereits einen weiteren Stempelkopf, unter dem später der endgültige Stempel gesetzt wird. Solange er noch nicht vorhanden ist, drückt ein Verspannkeil im Kopf über dem letzten Stempel die Kappe gegen das Hangende.

130. — Wanderkästen. Diese sind ähnlich wie die Holz- und Bergekästen beim Abbaustreckenausbau aufgebaut (Ziff. 92) und werden zur Sicherung der Bruchkante beim Strebbruchbau sowie an besonders druckhaften Stellen im Streb, z.B. entlang von Störungszonen, verwendet. Man unterscheidet hölzerne und stählerne Wanderkästen.

Eine große Tragfähigkeit bei sehr geringer Nachgiebigkeit weisen aus *Kanthölzern* hergestellte Kästen auf, insbesondere wenn sie aus Eichen- oder sonstigem Hartholz, z. B. aus gebrauchten Eisenbahnschwellen, bestehen. Die Wirkung der größeren Auflagefläche kantig geschnittener Hölzer läßt sich durch eine kleine Rechnung veranschaulichen. Bei Annahme einer Druckfestigkeit von Eichenholz (quer zur Faser) von 140 kg/cm² und einer Breite der einzelnen Hölzer von je 20 cm ergeben sich in jeder Lage vier Auflagestellen mit insgesamt $4 \times 20^2 = 1600$ cm² Fläche. Die Tragfähigkeit beläuft sich also auf 1600 cm² × 150 kg/cm² = 240 t. Voraussetzung ist, daß der Holzkasten gleichmäßig beansprucht wird. Um dieses zu erreichen, muß er sorgfältig gegen das Hangende verkeilt werden.

Zur Erleichterung der Raubarbeit dienen *Schlagschienen* oder besondere *Auslösebalken*. Die Schlagschiene ersetzt in einer der unteren Lagen des Kastens einen der Holzbalken und wird nahe an den Außenrand gelegt, so daß sie vor dem Umsetzen mit einem schweren Hammer herausgeschlagen werden kann. Eine Einzelschiene in einem im übrigen aus Holz bestehenden Kasten klemmt sich jedoch leicht fest. Es ist deshalb notwendig, auch das Holz oberhalb und unterhalb der Schlagschiene durch eine Schiene oder ein anderes Stahlprofil zu ersetzen.

Die erforderliche Kantholzlänge für Wanderkästen im Strebbruchbau ist von der Flözmächtigkeit sowie vom Einfallen abhängig. Man bemißt die

Länge im allgemeinen zu der 0,5—0,7fachen Flözmächtigkeit. Sie ist bei ganz flacher Lagerung und großer Flözmächtigkeit geringer als bei mäßiger Flözmächtigkeit und etwas größerem Einfallen. In neuerer Zeit werden an Stelle der hölzernen Wanderkästen auch solche aus Stahl benutzt. Entweder handelt es sich um starke Stempel, die ein sehr kräftiges Schloß und breite Fuß- und Kopfplatten haben, oder um stählerne Wanderkästen, die aus zusammengeschweißten, starkwandigen Stahlblechen bestehen und Auslösevorrichtungen besitzen. Bekannt ist von letzteren der Wanderkasten Mecapile der Fa. Recker, Würselen (Abb. 483). In Form von starken Reibungsstempeln werden sie u. a. von der Firma Wiemann, Bochum, als hydraulische Stempel von Dowty hergestellt. Ihre Nennlast beträgt 80—100 t. Die Vorteile gegenüber dem hölzernen Wanderkasten bestehen im leichteren und schnelleren Umsetzen und der hierdurch möglichen Schichteneinsparung. Allerdings sind sie für große Flözmächtigkeiten weniger geeignet.

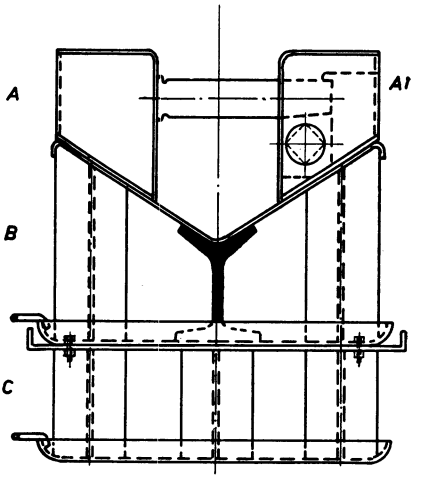


Abb. 483. Stählerner Wanderkasten Mecapile der Fa. Recker, Würselen.
A Gleitkeil; — *A1* Gleitkeil mit Feststell- und Auslösevorrichtung; — *B* Gleitkasten; — *C* Untersatz

131. — Bei Verwendung von Stahl- oder Leichtmetallausbau zu beachtende Gesichtspunkte[1]. Die hohen Anlagekosten von Stempeln und Kappen aus Stahl oder Leichtmetall verlangen richtige Auswahl und Verwendung sowie Wartung und Pflege. Auch die Zuverlässigkeit des Ausbaus wird dadurch beeinflußt.

Auf die Bedeutung der Wahl der richtigen Stempellänge wurde bereits hingewiesen. Das gleiche gilt für die Kappenlänge. Stempel verschiedener Charakteristik dürfen nicht miteinander verwandt werden. Ebenso ist es im allgemeinen zu verwerfen, Holz- und Stahlstempel gleichzeitig einzusetzen. Um eine außermittige Belastung zu vermeiden, ist darauf zu achten, die Stempel möglichst bankrecht zu stellen. Für den Fall, daß es zweckmäßig sein sollte, Quetschhölzer zu benutzen, müssen sie genau über dem Stempelkopf liegen. Der Stempel darf nicht „hohl" stehen, da sonst eine übermäßige Biegungsbeanspruchung der Kappe eintritt. Zum Stempelsetzen sind Setzvorrichtungen zur Erzielung einer ausreichenden Setzlast stets zu benutzen.

Die Stempelreihen sind gut auszurichten; dazu gehört auch, daß die Schloßkeile stets in gleiche Richtung zeigen. Auch sollen die Stempel nicht als Widerlager für die vorbeifahrenden Maschinen oder zum Abstützen des Rückzylinders oder des Fördermittels selbst benutzt werden. Vorgepfändete Gelenkkappen müssen, sobald sie von einem Stempel unterstützt sind, ent-

[1] Ritter, H. U.: Fehler beim Einsatz neuzeitlichen Strebausbaus. Glückauf 1954 S. 709.

starrt werden. Bleiben nämlich die Keile oder Bolzen stecken, so werden sie leicht verbogen oder das Kappenende reißt auf. Unter vorgepfändeten Kappen ist der neue Stempel so bald als möglich zu setzen.

Geraubte Stempel und Kappen dürfen nicht auf der Sohle liegenbleiben, sondern sollen aufgestellt werden. Es ist dies wichtig, um Ausbauteile nicht zu verlieren und sie vor Verschmutzen und Rosten zu bewahren. Besonders die Unterstempel müssen von Kohlenklein und Versatzgut rechtzeitig gereinigt werden. Auch ist das Stempelschloß zu pflegen. Gut bewährt hat es sich, die Stempel von Zeit zu Zeit über Tage zu reinigen und zu überholen.

132. — Die Stempeldichte. Die Stempeldichte gibt an, wie viele Stempel ein Quadratmeter freigelegter Hangendfläche unterstützen. Je größer die Stempeldichte, um so geringer ist die Beanspruchung des einzelnen Stempels. Es hat sich herausgestellt, daß die Stempeldichte bei Bruchbau größer sein muß als bei Vollversatz und in mächtigen Flözen größer als in dünnen. Bei Vollversatz kommt man mit Stempeldichten von 0,8 bis 1,2 St/m² aus. Für Bruchbau gibt RITTER die nebenstehenden Werte an:

Bei einer Flözmächtigkeit m	Stempeldichte Stempel je m²
unter 1	0,8—0,9
1,2—1,8	1,2—1,3
1,8—2,0	1,4—1,5
2,2—2,4	1,5—1,6

In Streben mit rückfreier Abbaufront benötigt man keine größere Stempeldichte als in Streben, in denen das Fördermittel umgelegt wird.

An dem Beispiel der Abb. 484 sei die Berechnung der Stempeldichte erläutert. Bei Beginn der Gewinnungsschicht (a) stehen in jeder der 0,5 m voneinander entfernten, streichenden Ausbaureihen zwei Stempel mit je einer Kappe von 1 m Länge. Eine Ausbaureihe unterstützt 2 m · 0,5 m = 1 m². Da sie aus zwei Stempeln mit Kappen besteht, ist somit die Stempeldichte 2: 1 = 2 St/m². Am Ende der Gewinnungsschicht (b) sind die Vorpfändkappen vorgebaut, das Fördermittel aber noch nicht gerückt, so daß die Zahl der Stempel sich noch nicht erhöht hat. Die freigelegte Hangendfläche, die von einer Ausbaureihe unterstützt wird, beträgt nunmehr 3 m · 0,5 m = 1,5 m². Die Stempeldichte errechnet sich jetzt zu 2: 1,5 = 1,33 St/m². Nach dem Rücken (c) wird unter die vordere Kappe noch ein Stempel gesetzt, so daß die Stempeldichte wieder 2,0 St/m² beträgt. Es ist also eine größte und eine niedrigste Stempeldichte zu unterscheiden.

Wenn man von Stempeldichte schlechthin spricht, hat man stets die Stempelstützdichte im Auge. Außer ihr kann man nach EISENMENGER und WEDDIGE[1] noch die *Stempelsetzarbeit* und die *Stempelraubarbeit* unterscheiden.

Die Stempelsetzarbeit gibt an, wieviel Stempel je m² Hangendfläche zu setzen sind. Bei ihrer Ermittlung sind auch sämtliche Hilfsstempel am Kohlenstoß und an der Versatz- oder Bruchkante zu berücksichtigen. Ähnlich verhält es sich mit dem Begriff Stempelraubarbeit und ihrer Errechnung.

Im Beispiel der Abb. 484 sind die Stempelsetz- und -raubarbeit gleich der größten Stempelstützdichte, also 2 St/m². Werden Hilfsstempel gesetzt, so ist die Stempelsetzarbeit höher als die Stützdichte. Werden dagegen hölzerne

[1] EISENMENGER u. WEDDIGE: Der Wirkungsgrad der Ausbauarbeit im Streb. Glückauf 1954 S. 1633.

Hilfsstempel, die bei Blas- oder Schleuderversatz fast immer benötigt werden, nicht geraubt, so ist die Stempelraubarbeit geringer als die Stempelsetzarbeit und vielfach gleich der Stempelstützdichte. Am günstigsten ist ein Ausbau, mit dem bei geringster Stempelsetz- und -raubarbeit eine möglichst hohe Stempelstützdichte erreicht wird, die sich zudem während des ganzen Betriebsablaufs wenig ändern soll.

133. — Der hydraulische Stempel. Allgemeines. Die heute im Strebausbau fast ausschließlich verwendeten Reibungsstempel erfüllen ihre Aufgabe, die Hangendschichten zu tragen und besonders an der Abbaufront eine Absenkung des Hangenden zu vermeiden, nur unvollkommen. Ihre Anfangstragkraft ist, besonders weil sie von der Sorgfalt der Hauer beim Setzen der Stempel abhängig ist, zu niedrig. Auch die im Einsatz tatsächlich aufgenommene Last beim Einschieben des Innenstempels ist nicht ausreichend und bei den einzelnen Stempeln so unterschiedlich, daß das Hangende ungleichmäßig unterstützt wird und damit einzelne Stempel zwangsläufig überlastet werden. Gegenüber Prüfstandmessungen über Tage haben Messungen mit Druckdosen oder Einschubpressen im Streb ergeben, daß, wie in Ziff. 118 bereits erwähnt wurde, die meisten Stahl- und ebenfalls die Leichtmetallreibungsstempel bis 50%, in Einzelfällen noch mehr, ihrer Nennlast verlieren. Die verschieden hohe Lastaufnahme und die ungleichmäßige Nachgiebigkeit der Stempel erschweren also die Beherrschung des Hangenden, und die daraus sich ergebende Unsicherheit muß im Betrieb durch eine höhere Stempeldichte ausgeglichen werden.

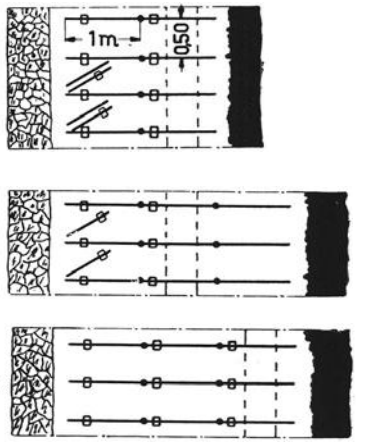


Abb. 484 a—c. Beispiel zur Berechnung der Ausbaukennziffern

Die angeführten Nachteile der Reibungsstempel sind bei hydraulischen Stempeln nicht vorhanden. Allen hydraulischen Stempeln ist gemeinsam, daß die rohrförmigen Innen- und Außenstempel wie Kolben und Zylinder ineinandergefügt werden und das Einschieben des Innenstempels durch eine Druckflüssigkeit geregelt wird. Zum Setzen des hydraulischen Stempels ist eine Pumpe erforderlich. Vielfach ist diese im Stempelinnern angeordnet und wird dann von Hand bedient, oder sie ist vom eigentlichen Stempel getrennt. In diesem Fall werden eine oder mehrere Hochdruckpumpen im Streb oder in der Abbaustrecke aufgestellt und die zu setzenden Stempel durch eine Schlauchleitung mit ihr verbunden.

Die Kennlinie eines auf 40 t Lastaufnahme eingestellten hydraulischen Stempels zeigt Abb. 485. Die Setzlast beträgt 20 t. Bei zunehmender Belastung schiebt sich der Stempel nur um 3—4 mm zusammen, bis er die Nennlast erreicht. Diese geringe Verkürzung während der Lastaufnahme ist durch die elastische Verformung der Rohre sowie durch eine geringe

Zusammendrückbarkeit der Druckflüssigkeit bedingt und kann nur schwer vermieden werden. Wichtig ist der gleichmäßige Zusammenschub des Stempels ohne weitere Lastaufnahme.

Im britischen Steinkohlenbergbau sind bis heute rd. 500000 hydraulische Stempel eingesetzt worden. Auch im westdeutschen Steinkohlenbergbau nimmt die Verwendung hydraulischer Stempel zu.

134. — Bauarten der hydraulischen Stempel[1]. In Abb. 486 ist der hydraulische Stempel des Eisenwerks Wanheim, Duisburg, dargestellt. Er besteht aus dem Außenstempel und dem Innenstempel, an dessen unterem Ende der Stempelkolben mit einer zweistufigen Pumpe sitzt. Im Stempelkopf sind das Raubventil und das Arbeitsventil sowie die Ventileinstellung

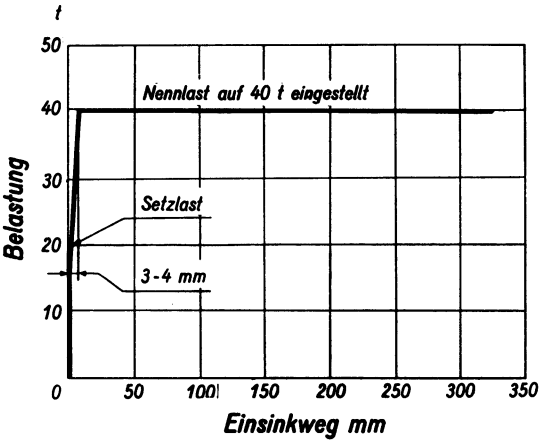


Abb. 485. Kennlinie des hydraulischen Stempels des Eisenwerkes Wanheim

angeordnet, welche die Einstellung der gewünschten Tragkraft ermöglicht. Der Stempel ist für eine Höchsttragkraft von 40 t gebaut. Zum Setzen des Stempels wird über die Pumpenwelle die hohle Pumpenkolbenstange auf und ab bewegt, wobei das Öl aus dem Vorratsbehälter des Innenstempels in die Druckkammer, d. h. den Raum zwischen Stempelkolben und Außenstempel, gedrückt wird. Auf diese Weise wird der Innenstempel ausgezogen. Der Hochdruckkolben der Pumpe ist mit der Kolbenstange starr verbunden, während der Niederdruckkolben durch eine Schraubenfeder angedrückt wird. Findet beim Setzen der Stempel Widerstand an der Kappe, so wird der Druck im Innenstempel stetig erhöht. Damit fällt der Niederdruckkolben aus, und der Hochdruckkolben pumpt das Öl allein weiter, bis die Setzlast von 20 t erreicht ist. Sobald die eingestellte Tragkraft (40 t z. B.) überschritten wird, tritt das Öl aus der Druckkammer durch die Kolbenstange in den Stempelkopf und strömt hier durch das Arbeitsventil in den Innenstempel zurück. Beim Rauben des Stempels wird das Raubventil geöffnet,

[1] Kuhn, O.: Der Grubenausbau auf der Deutschen Bergbau-Ausstellung 1954. Glückauf 1954 S. 1397; — ferner F. Lange: Stand und Aussichten der bergtechnischen Forschungs- und Entwicklungsarbeit im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1956 S. 1451.

so daß das Öl schnell in den Innenstempel strömen und dieser einsinken kann. Zu erwähnen ist noch, daß der Innenstempel durch einen Führungsring geführt und durch einen Abstreifer von Kohlenstaub und Wasser frei gehalten wird.

Eine ebenfalls zweistufige Pumpe hat der im britischen Bergbau verbreitete Dowty-Stempel. Er wird in Deutschland von der Salzgitter-Maschinen-A.G., Salzgitter-Bad, hergestellt (Abb. 487). Er arbeitet ähnlich wie der Wanheimer-Stempel, läßt allerdings nur eine Setzlast bis 15 t zu

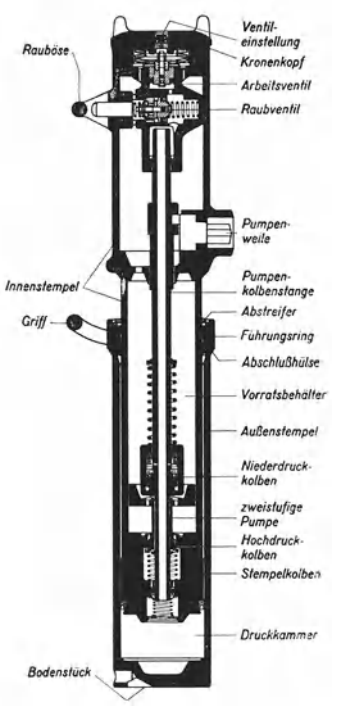


Abb. 486. Hydraulischer Stempel des Eisenwerkes Wanheim

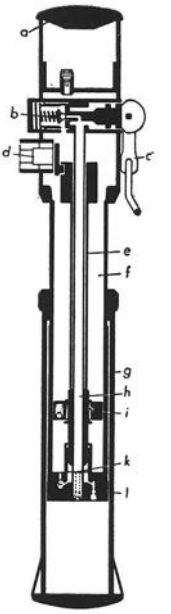


Abb. 487. Hydraulischer Stempel von Dowty. *a* Reibungskopf; — *b* Raubventil; — *c* Raubhebel; — *d* Pumpenwelle; — *e* Verbindungsrohr; — *f* Vorratszylinder; — *g* Druckzylinder; — *h* Einsteckrohr; — *i* Niederdruckkolben; — *k* Hochdruckpumpe; — *l* Kolbenkopf

und vermag höchstens 20 t aufzunehmen. Die Ventile der Pumpe und das Überdruckventil sind Kugelventile.

Weiterhin haben die Firmen GHH in Sterkrade, Wiemann in Bochum und Hemscheidt in Wuppertal hydraulische Stempel entwickelt. Auch die Klöckner-Ferromatik in Castrop-Rauxel baut einen hydraulischen Stempel. Er unterscheidet sich insofern von den obengenannten, als er durch eine Schnellkupplung mit einer Leitung verbunden wird, die ein Wasser-Öl-Gemisch mit hohem Druck den Stempeln zuführt. Eine Setzpumpe ist also nicht erforderlich. Abb. 488 zeigt den hydraulischen Stempel von Klöckner-Ferromatik im Schnitt, Abb. 489 einen mit ihm ausgebauten Strebteil.

135. — Betriebsergebnisse. Vor- und Nachteile des hydraulischen Stempels. Der größte Vorteil des hydraulischen Stempels liegt in der

besseren Pflege des Hangenden, die sich daraus ergibt, daß der hydraulische Stempel mit hoher Setzlast eingebracht werden kann und während seines Zusammenschubs eine gleichbleibende Tragkraft beibehält. Dadurch wird das Hangende so gut abgestützt, daß sich viel weniger Setzrisse als bei Verwendung von Reibungsstempeln bilden. Auch in Störungszonen, wo teilweise außermittige Belastung vorliegt, haben sich die hydraulischen Stempel gut bewährt. Infolge ihres geringeren Gewichtes sind sie leichter zu handhaben. In mächtigen Flözen ist dies von besonderem Vorteil, weil auch dann ein Mann einen Stempel allein setzen kann. Eine weitere Arbeitserleichterung ist dadurch gegeben, daß die hohe Setzlast selbst in

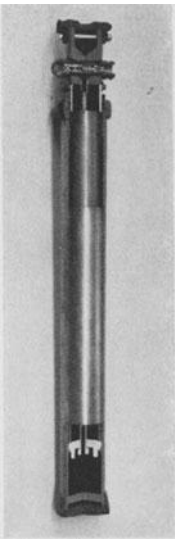


Abb. 488. Schnitt durch den hydraulischen Stempel von Klöckner-Ferromatik

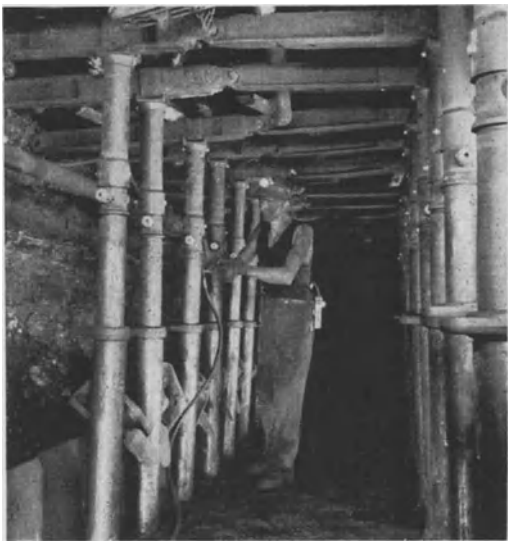


Abb. 489. Strebausbau mit hydraulischen Stempeln von Klöckner-Ferromatik

beengtem Raum ohne große Kraftanstrengung erzielt werden kann. Zudem ist das Aufbringen der erforderlichen Setzlast weniger von der Sorgfalt des Hauers abhängig.

Die bessere Pflege des Hangenden gestattet mit einer geringeren Stempeldichte auszukommen, so daß die Anzahl der erforderlichen Stempel geringer wird. Überhaupt wird die Zahl der Reservestempel bei Verwendung hydraulischer Stempel abnehmen, weil bei ihnen durch Verlängerungsstücke Schwankungen der Mächtigkeit in einem Flöz oder bei der Weiterverwendung in einem anderen Flöz ausgeglichen werden können.

Von Vorteil ist weiterhin, daß beim Rauben hydraulischer Stempel 20 bis 30% höhere Raubleistungen erzielt worden sind als bei Reibungsstempeln. Da das Hangende besser ist, sind die Stempelverluste niedriger und auch die Stempelbeschädigungen geringer als bei Reibungsstempeln. Die sichere Handhabung beim Rauben ergibt schließlich weniger Unfälle während

der Raubarbeit. Betriebsversuche zeigten, daß die monatliche Zahl der reparaturbedürftigen Stempel bei Reibungsstempeln 8% und bei hydraulischen Stempeln nur rd. 5% der insgesamt eingesetzten Stempel ausmachte.

Als Nachteil muß erwähnt werden, daß die Instandsetzungen teurer sind und zumeist nur im Herstellerwerk ausgeführt werden können. Auch ist der hydraulische Stempel verwickelter im Aufbau und deswegen anfälliger gegen rauhe Behandlung im Streb und auf dem Transport dorthin. Besonders ist darauf zu achten, daß er stets in einer bestimmten Stellung gelegt und befördert wird, damit Ölverluste, welche die Ausziehlänge des Stempels vermindern, vermieden werden.

Als wichtigster Nachteil des hydraulischen Stempels ist schließlich sein hoher Preis anzusehen, der rd. 100 DM über demjenigen gleich langer Reibungsstempel liegt. Jedoch ist darin allein kein Maß für die Wirtschaftlichkeit des hydraulischen Stempels zu erblicken. Die Frage, ob der hydraulische Stempel niedrigere oder höhere Betriebskosten als der Reibungsstempel verursacht, kann auf Grund der geringen Verwendung, die er bisher im deutschen Steinkohlenbergbau gefunden hat, noch nicht beantwortet werden. Wenn man aber berücksichtigt, daß die Raub- und Setzleistung höher, die Lohnkosten für die Ausbauarbeit im Streb mithin geringer werden, die Zahl der Stempelverluste abnimmt und die Reservehaltung geringer sein kann, dürften die sich durch diese Vorteile ergebenden Kosteneinsparungen vermutlich größer sein als die Mehrkosten, die durch den höheren Preis für Abschreibung und Verzinsung hervorgerufen werden.

136. — Der mechanisierte Strebausbau. Allgemeines[1]. Mit der Einführung des hydraulischen Stempels ist die Möglichkeit gegeben, den Strebausbau zu mechanisieren. Dies ist aus verschiedenen Gründen erforderlich. Nachdem die Strebförderung und die Gewinnung mechanisiert werden konnte, gewinnt die Ausbauarbeit zunehmend an Bedeutung, weil der für sie aufzuwendende Anteil an Schichten und Kosten in dem Maße wächst, wie die anderen Arbeitsvorgänge im Streb mechanisiert werden. So wurde z. B. bei einer Zechengesellschaft, die in rd. 10 Bruchbaubetrieben die Kohle mit dem Hobel gewinnt, ermittelt, daß 42% des Schichtenaufwandes im Streb auf den Ausbau entfallen und daß sogar 53% der im Streb entstehenden Kosten durch den Ausbau verursacht werden. $^2/_3$ der Ausbaukosten sind hierbei Arbeitskosten und $^1/_3$ sachliche Kosten. Um die Betriebsergebnisse in mechanisierten Abbauen weiter zu verbessern, ist also eine Mechanisierung der Ausbauarbeit anzustreben. Neben diesen wirtschaftlichen Erwägungen sprechen auch bergtechnische Gründe für eine Mechanisierung des Ausbaus. Dieser ist nämlich in zunehmendem Maße ein Hindernis für einen höheren Abbaufortschritt geworden, weil er in vielen Fällen der Kohlenfront nicht schnell genug folgen kann, es sei denn, daß Ausbauhauer in unverhältnismäßig großer Zahl eingesetzt werden. Mit dem mecha-

[1] Kuhn, O., zitiert S. 508; — ferner F. Lange: Stand und Aussichten der bergtechnischen Forschungs- und Entwicklungsarbeit im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1956 S. 1451; — ferner E. Schubert: Vollmechanisierter Strebausbau. Bergbau-Rdsch. 1957 S. 361; — ferner F. Obladen: Die Bemühungen der Klöckner-Bergbau Victor-Ickern AG um die Entwicklung eines hydraulischen Grubenausbaus. Glückauf 1957 S. 821.

nisierten Ausbau wird schließlich die körperlich schwere Ausbauarbeit wegfallen, so daß das Ziel der technischen Entwicklung, der vollmechanisierte Abbau, erreicht werden kann.

Vom mechanisierten Ausbau muß gefordert werden, daß er das Hangende zuverlässig trägt und seine Tragfähigkeit den unterschiedlichen Gebirgsverhältnissen angepaßt werden kann. Die einzelnen Ausbauelemente sollen in ihrem Aufbau so beschaffen sein, daß sie leicht in den Streb hinein- und aus ihm herausgefördert werden können. Sie müssen der Kohlenfront stetig folgen und dadurch den stetig fortschreitenden, an keine Ausbaubreite gebundenen Abbau ermöglichen.

Mechanisierter Strebausbau ist bisher in Großbritannien, Deutschland, Rußland und Frankreich entwickelt worden. Abgesehen von den russischen

Abb. 490. Hydraulische Ausbaurahmen der Klöckner-Ferromatik in flacher Lagerung

Ausbauschilden, die den Bruch vom Strebraum trennen sollten, sich jedoch nicht als zweckmäßig erwiesen haben, kann der mechanisierte Strebausbau unterteilt werden in *schreitende Ausbaurahmen* und *Wanderkästen*.

137. — Schreitende hydraulische Ausbaurahmen. Bei den Ausbaurahmen sind zwei oder mehr hydraulische Stempel ähnlich dem Kappenausbau durch eine Kappe am Hangenden und eine Schwelle am Liegenden miteinander verbunden. Die Stempel haben keine eigenen Ventile, auch keine Pumpen, vielmehr ist jeder Rahmen über einen gemeinsamen Ventilkasten, in dem sich je ein Füllventil, ein Löseventil und ein Überdruckventil befinden, mit einer durch den Streb verlegten Hochdruckleitung verbunden. Das Füllventil und das Löseventil werden von Hand oder mechanisch gesteuert, während das Überdruckventil auf eine bestimmte Höchstlast des Ausbaurahmens eingestellt wird und dann selbsttätig arbeitet. Es bestimmt die Tragkraft des Rahmens und verhütet dessen Überlastung. Um das Austreten von Druckflüssigkeit in den Strebraum beim Nachgeben und beim Schreiten des Ausbaus zu vermeiden, wird gewöhnlich eine Rückflußleitung vorgesehen, die einen Kreislauf der Druckflüssigkeit ermöglicht.

Damit die Ausbaurahmen sicher stehen und schreiten — auf der Zeche Victor-Ickern sind hydraulische Ausbaurahmen auch in der steilen Lagerung

erprobt worden[1] —, werden sie z. B. durch Anbringen von Lenkern an Schwellen und Kappen gegeneinander abgestützt. Sie werden einzeln oder in kleinen Gruppen gerückt, nachdem sie durch das Löseventil entlastet worden sind. Sobald sie ihre neue Stellung erreicht haben, werden sie durch Betätigung des Füllventils mit einer Setzlast verspannt. Diese hängt vom Druck der zentralen Pumpe ab und liegt, damit sich das Hangende sowenig wie möglich senkt, zweckmäßig nur wenig unter der Nennlast.

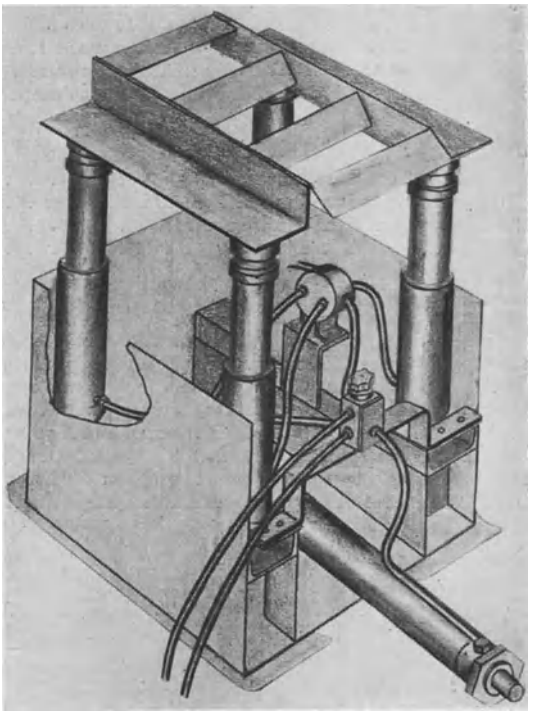


Abb. 491. Hydraulischer Wanderkasten von Seaman

Für das Rücken werden doppelt wirkende hydraulische Zylinder bevorzugt, die die einzelnen Rahmen oder Rahmengruppen mit anderen Ausbaurahmen oder mit dem Strebförderer verbinden. Es sind ferner Rückschlitten oder Rückwagen vorgeschlagen worden, die in Längsrichtung durch den Streb gezogen werden und bei gleichzeitiger Betätigung der Ventile die Rahmen einzeln nacheinander vorrücken. Auch eine Fernsteuerung der Ausbaurahmen von der Abbaustrecke aus ist möglich.

Abb. 490 zeigt hydraulische Ausbaurahmen mit Rückzylindern der Klöckner-Ferromatik-GmbH für die flache Lagerung.

[1] Obladen, F.: Versuche mit schreitendem hydraulischem Ausbau in flacher und steiler Lagerung. Glückauf 1954 S. 1317.

138. — Schreitende hydraulische Wanderkästen. Die schreitenden Wanderkästen haben mindestens vier auf einer Grundplatte stehende hydraulische Stempel. Sie sind in sich standsicher und werden mit Hilfe hydraulischer Zylinder gerückt. In Abb. 491 ist ein Wanderkasten der britischen Bauart Seaman dargestellt.

139. — Kostenvergleich zwischen Holz- und Stahlausbau im Abbau. Es wird streichender Kappenausbau bei einer Flözmächtigkeit von 1,10 m und ein Streb von 200 m Länge angenommen. Die Feldbreite und der tägliche Abbaufortschritt sollen 2,10 m betragen. Die tägliche Förderung beläuft sich infolgedessen auf rd. 600 t. Der Abstand der Baue im Einfallen beträgt 1,25 m. Je Bau sind 3 Stempel und 4 Spitzen erforderlich. Zu Beginn der Hereingewinnung stehen 1, nachher 2 Felder offen. Als Versatz wird Blindort- oder Blasversatz angewandt. Bei Bruchbau müssen zusätzlich die Kosten für Wanderkästen und Reihenstempel berücksichtigt werden.

Kosten bei Holzausbau:

480 Stempel, 1 m lang, 13 cm Durchmesser	610,— DM
160 Kappen, 2,10 m lang, aus Rundholz, 26 cm Durchmesser	1024,— DM
640 Spitzen, 1,30 m lang, aus 6 cm-Knüppeln	112,— DM
rd. 10% für Ersatzholz	174,— DM
	1920,— DM

Die Holzkosten betragen demnach 3,20 DM/t.

Beim Ausbau in Stahl sei der gleiche Streb mit 1,0 m Bauabstand und einem täglichen Abbaufortschritt von 2,50 m zum Vergleich zugrunde gelegt. Es wird T-Ausbau, also 1 Stempel mit einer Gelenkkappe von 1,25 m Länge, eingebracht. Die Lebensdauer von stählernen Stempeln und Kappen schwankt in weiten Grenzen. Hier wird eine solche von 6 Jahren für Stempel und Kappen angenommen. Der Abschreibungsbetrag beträgt mithin rd. 17% je Jahr. Der Zinssatz beläuft sich auf 8%. Die Instandsetzungskosten je Jahr sollen 10% der Anschaffungskosten betragen. Es muß für 4 Kappenlängen Ausbau angeschafft werden.

Anschaffungskosten:

800 Stempel zu 70 DM/St	56000 DM
800 Kappen zu 30 DM/St	24000 DM
40 Stempel Reserve	2800 DM
40 Kappen Reserve	1200 DM
	84000 DM

Betriebskosten/Tag:

Abschreibung $0{,}17 \cdot 84000/300$	475 DM
Verzinsung $0{,}04 \cdot 84000/300$	112 DM
Instandhaltung $0{,}1 \cdot 84000/300$	280 DM
Lohnkosten (1 Stempelwart, 2 Stempelzähler), 3×35 DM/Sch (einschl. Lohnnebenkosten)	105 DM
Betriebskosten je Tag	972 DM

Daraus errechnen sich Ausbaukosten von 972/600 = rd. 1,60 DM/t.

Die Ersparnisse bei Verwendung von Stahl betragen demnach 3,20 DM/t — 1,60 DM/t = 1,60 DM/t. Die tatsächlichen Ersparnisse werden höher sein, da die Förderung der täglich benötigten großen Holzmengen fortfällt. Bei Stahlausbau nimmt die Zahl der Betriebsstörungen ab und es bessert sich der Zustand der Dachschichten, was in der Rechnung durch Wegfall der Kosten für Spitzen berücksichtigt worden ist.

Elfter Abschnitt

Wasserhaltung

I. Die Beziehungen zwischen Bergbau und Wasser

A. Die Wasserzuflüsse nach Herkunft, Menge und Zusammensetzung

1. — Vorbemerkung. Die „Wasserhaltung" oder richtiger die „bergmännische Wasserwirtschaft" umfaßt alle Fragen, die sich mit der Bedrohung der Grubenräume durch das Auftreten von Wasser, mit den Maßnahmen und Vorrichtungen zur Fernhaltung der Wasser von den Grubenbauen, mit der Ausrichtung der Grube im Hinblick auf die Wasserhaltung und mit der Wasserhebung aus den Bauen beschäftigen. Die gründliche Behandlung dieser Fragen liegt freilich vielfach nicht mehr im Rahmen rein bergmännischer Betrachtungen. Ganz besonders gilt dies für die maschinentechnische Seite der Wasserhebung. Es muß deshalb in dieser Beziehung auf eingehendere Sonderarbeiten verwiesen werden[1].

2. — Die atmosphärischen Niederschläge[2]. Die Höhe der atmosphärischen Niederschläge ist in den einzelnen Klimazonen verschieden. Die jährlichen Niederschlagsmengen schwanken, wie die folgenden Zahlen erkennen lassen, erheblich:

Aachen . . .	840 mm	Essen	900 mm	Leipzig	620 mm
Berlin	580 mm	Freiburg/Br. . .	880 mm	München . . .	880 mm
Bonn	610 mm	Hamburg . . .	740 mm	Ratibor/OS . .	640 mm
Breslau. . . .	580 mm	Hannover . . .	640 mm	Saarbrücken . .	780 mm
Brocken . . .	1520 mm	Kassel	600 mm	Waldenburg . .	810 mm

Aber auch in verhältnismäßig eng begrenzten Gebieten, wie z. B. dem Ruhrbezirk, sind, wie Abb. 492 zeigt, die örtlichen Niederschlagsmengen unterschiedlich. Letztlich verteilen sich die Niederschläge auch über das Jahr nicht gleichmäßig. So fallen in Deutschland im Mittel im Frühling 22,4%, im Sommer 36%, im Herbst 23,5% und im Winter 18,1% der gesamten Niederschläge.

Die atmosphärischen Niederschläge gehören mit dem Oberflächenabfluß, der Verdunstung und der Grundwasserbildung einem ständigen Kreislauf an.

[1] Fuchslocher/Schulz: Die Pumpen, 9. Aufl., Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1955; — ferner L. Quantz: Kreiselpumpen, 4. Aufl., Leipzig: Jänecke 1941; — und C. Hoffmann: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen, 5. Aufl., Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1956.

[2] Keil, K.: Ingenieurgeologie und Geotechnik. Halle (Saale): Knapp 1951. — Statistisches Jahrbuch für die Bundesrepublik Deutschland 1956. Stuttgart: W. Kohlhammer. — K. Kegel: Bergmännische Wasserwirtschaft, 3. Aufl. Halle (Saale): W. Knapp 1950.

Der Anteil des Sickerwassers ist abhängig von der Niederschlagsbeschaffenheit, der Niederschlagsmenge, der Niederschlagsintensität, dem Klima, der Oberflächenneigung, der Oberflächenbeschaffenheit, der Bodendurchlässigkeit und der Bodensättigung. Für Mitteleuropa rechnet man, daß der Anteil des Sickerwassers an der Niederschlagsmenge 20% beträgt.

3. — Die Grundgewässer. Die unterirdischen Gewässer, auch Grundgewässer genannt, können Niederschlags- oder aus dem Erdinnern aufgestiegene Gewässer sein und treten in verschiedenen Formen auf[1], von denen für den Untertagebergbau aber nur das Grundwasser, das Kluftwasser, das Tiefengrundwasser und das Höhlenwasser von Bedeutung sind.

Während das Grundwasser, nach seinem Auftreten besser *Schichtwasser* genannt, in der Regel in horizontaler Erstreckung in geschichteten und durchlässigen Lockerschichten auftritt und sich nach den Gesetzen der

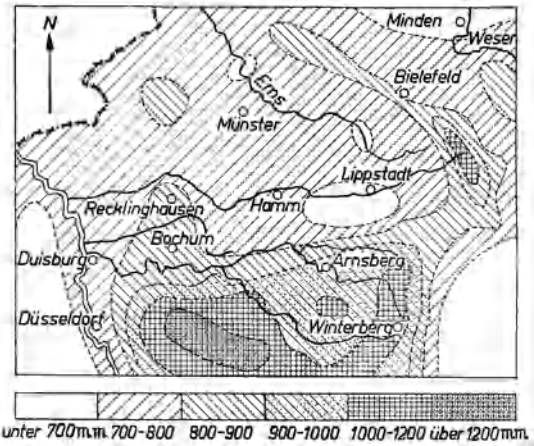


Abb. 492. Niederschlagskarte des Ruhrgebietes und seiner Umgebung

Filtration mehr oder weniger gleichmäßig verteilt und in der ganzen Schicht fortbewegt (Abb. 493), findet sich das *Kluftwasser* in den steilstehenden, unregelmäßigen Fugen und Spalten fester Gesteine, in denen es sich nach den Gesetzen der Bewegung von Flüssigkeiten in engen Röhren bewegt (Abb. 494)[2]. Diese Gewässer besitzen zum Meeresspiegel ein Gefälle, sind also frei beweglich. Zuweilen ist die Beweglichkeit durch besondere tektonische Verhältnisse eingeschränkt. Im Gegensatz hierzu liegt das *Tiefengrundwasser* unter dem Meeresspiegel, so daß es kein Gefälle besitzt. Es befindet sich in Hohlräumen jeder Art, Gestalt und Größe. Schließlich kann der Bergbau auch mit *Höhlenwässern* in Berührung kommen. Das sind über dem Meeresspiegel befindliche, stehende oder fließende Grundgewässer in größeren unterirdischen Hohlräumen, wie sie z. B. besonders als Karstgewässer bekannt sind.

[1] Pfalz, R.: Grundgewässerkunde. Halle (Saale): W. Knapp 1951.

[2] Schneider, H., u. Chr. Truelsen: Die Wassererschließung. Essen: Vulkan-Verlag 1952.

Danach ist deutlich geworden, daß das Auftreten von Grundgewässern nach Art und Ausmaß von der Tektonik des Gebirgskörpers abhängig ist. Für den Bergbau ist es in erster Linie wichtig, die Schichtenfolgen in wasserdurchlässige und -undurchlässige Schichten zu unterteilen. Die wasserdurchlässigen sind gleichzeitig die wasserführenden Schichten und werden als *Wasserführer* oder Wasserleiter bezeichnet, während die oben und unten benachbarten wasserundurchlässigen Schichten *Wasserstauer* genannt werden. Die Wasserdurchlässigkeit ist in vielen Schichten durch ihre lockere Beschaffenheit bedingt, indem die im Sand, Kies oder Schotter befindlichen Hohlräume dem Wasser ein schnelles Eindringen ermöglichen und Raum bieten. In weiten Hohlräumen ist die Schwerkraft und in engen sind die Kapillarkräfte für die Bewegung maßgebend. Letztere wirken der Ver-

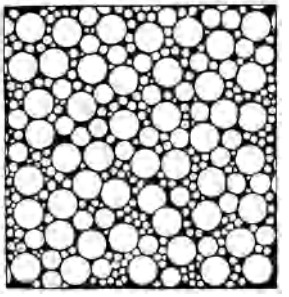


Abb. 493. Schematische Darstellung des Auftretens von Schichtwasser

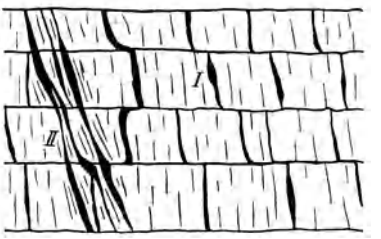


Abb. 494. Schematische Darstellung des Auftretens von Kluftwasser

sickerung entgegen, so daß sich mit der Feinkörnigkeit des Gebirges die Bewegung des Wassers in die Tiefe verlangsamt. Die Versickerungsgeschwindigkeit schwankt in weiten Grenzen. Es werden Werte von 1—3 m je Monat oder je Jahr angegeben. Das Grundwasser wird um so schneller durch atmosphärische Niederschläge vermehrt, je höher das Grundwasser reicht und je mehr sich mit Kapillarwasser gefüllte Porenschlote der Erdoberfläche nähern.

4. — Grundwasser und Wasserstockwerke. Das einsickernde Wasser sammelt sich über dem obersten Wasserstauer an und füllt alle Hohlräume bis zu einer bestimmten Höhe, dem sog. *Grundwasserspiegel.* Wird er z. B. mittels eines Bohrloches erreicht, so stößt man hier auf Wasser. Ähnlich wie die oberirdischen Wasser ist auch das Grundwasser mehr oder weniger in Bewegung und fließt (freilich der Widerstände wegen nur langsam) tiefer gelegenen Punkten zu, wo es an Hängen oder Einschnitten als Quelle wieder zutage treten kann. Allerdings nimmt an dieser Bewegung nur das nicht kapillar gebundene Wasser teil. Die Geschwindigkeit der Grundwasserströme ist von den Gefällen und Durchflußwiderständen abhängig und schwankt außerordentlich. Es sind Werte von 10—12 m/Tag, aber auch 5 m/Jahr bekannt[1].

[1] KEGEL, K.: Bergmännische Wasserwirtschaft, 3. Aufl. Halle (Saale): W. Knapp 1950.

Die Gestalt des Grundwasserspiegels ist keine Ebene, schmiegt sich aber auch nur bis zu einem gewissen Grade der Erdoberfläche an. Sie ist in erster Linie abhängig von der Lage der Entwässerungsstellen (Brunnen, Quellen, Wasserläufe), von der Durchlässigkeit der Wasserleiter (also von der Geschwindigkeit des Grundwasserstromes) und der Menge des nachfolgenden Wassers. Abb. 495 zeigt die Gestalt eines Grundwasserspiegels im Schwimmsandhorizont vor und während des Betriebes eines Tiefbrunnens. Diese gleichmäßige Verflachung des Grundwasserspiegels in Form einer Parabel ist nur bei gleichmäßiger Durchlässigkeit des Gebirges möglich. Sind die Schichten von verschiedener Durchlässigkeit, so zeigt auch der Grundwasserspiegel eine verschiedenartige Ausbildung: In leicht durchlässigem Gebirge fällt der Spiegel nur langsam ab, während er in Schichten, die dem Wasser eine erhebliche Reibung bieten, sich schnell einsenken kann.

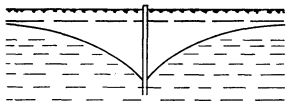


Abb. 495. Künstliche Absenkung des Grundwasserspiegels

Die Tiefe des Grundwasserspiegels ist von den klimatischen und geologischen Verhältnissen abhängig und liegt in Deutschland wenige Dezimeter bis zu Zehnern von Metern tief. Jahreszeitlich schwankt die Höhe des Grundwasserspiegels im Durchschnitt um 50 cm und ist im Herbst im allgemeinen am niedrigsten.

Bekannt ist die Wasserführung der Sedimente des Tertiärs, deren Wasserleiter häufig mit wasserstauenden Tonen wechseln. Man nennt solche voneinander geschiedenen Grundwasservorkommen „Grundwasserstockwerke".

Derartige Schichtserien sind aber auch in festen Gesteinen anzutreffen, denn auch diese sind zuweilen porös oder werden, wenn sie von feineren oder stärkeren Rissen durchzogen sind, häufig wasserdurchlässig und führen Kluftwasser. Für die Wasserführung sind die durch die petrographischen Eigenschaften des Gesteins bedingten Klüfte von größter Bedeutung. Mehr oder weniger wasserführend sind z. B. die Sandsteine und Konglomerate des Karbons. Sehr erhebliche Wassermengen sind aufgespeichert im weißen Mergel in manchen Teilen des Ruhrbezirks und im Plattendolomit in Thüringen sowie im Buntsandstein des Saargebietes[1].

Das Wasser der unteren Vorkommen eines „Wasserstockwerkes" wird an der Bewegung des oberen Wassers in der Regel nicht teilnehmen; auch wird zumeist, wenn nicht Störungsklüfte eine gewisse Verbindung herstellen, eine gegenseitige Wechselwirkung der Wasser nicht vorhanden sein. Je tiefer die Grube ist und je mächtiger die zwischen den verschiedenen Wasservorkommen eingeschalteten wasserstauenden Schichten sind, um so weniger ist, namentlich bei flacher Lagerung und ungestörtem Gebirge, eine solche Verbindung zu befürchten.

Viele Gruben sind völlig trocken, obwohl im Deckgebirge über wasserstauenden Schichten erhebliche Wassermengen vorhanden sind. Anderseits können auch tiefere Schichten viel mehr Wasser als die oberen führen. Auf Braunkohlengruben sowie auf Steinkohlengruben, deren Flöze über dem klüftigen Kohlenkalk oder porösem Sandstein abgelagert sind, kommt es

[1] Semmler: Quellen und Grundwasser im Deckgebirge des Saarbrücker Steinkohlenvorkommens. Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. Bd. 88 (1940) S. 247.

öfter vor, daß die Wasser in der Hauptsache nicht aus hangenden, sondern aus liegenden Schichten den Grubenbauen zufließen.

Undurchlässige, im bergmännischen Sinne trockene Schichten, die als Wasserstauer dienen können, sind z. B. Lehme, Tone, tonige Schiefer und Mergel sowie die Mehrzahl der kristallinen Gesteine. Die Wasserstauer überwiegen bei weitem[1].

Nach KUKUK[2] kann eine Wasserentziehung des Deckgebirges durch Einwirkungen des Abbaues erfolgen: 1. Unmittelbar durch Zerreißen des Wasserstauers und 2. mittelbar durch Bewegungen im Wasserstauer längs alter tektonischer Verwerfungen, wobei sich das Wasser auf diesen durchdrücken kann. Außerdem können auch durch das Anschneiden wasserführender Horizonte beim Schachtabteufen annähernd paraboloide Wasserabsenkungstrichter entstehen, die weitreichende Wasserentziehungen zur Folge haben, bis sich nach Einbringen des wasserdichten Ausbaus der normale Wasserstand schnell wieder einstellt.

Schließlich spielen Auswaschungshohlräume, wie sie als Höhlen in Kalkstein (z. B. bei den Kohlengruben von Dorog bei Budapest) und als Schlotten im Gips und im Salzgebirge auftreten, als Wasserführer eine zuweilen bedeutende Rolle (Höhlenwässer). In verlassenen Grubenräumen stehendes Wasser nennt der Bergmann Standwasser.

5. — Störungen als Wasserzubringer. Von erheblicher Bedeutung sind die Klüfte und Spalten, die als Folge von Gebirgsbewegungen in der Erdrinde die Schichten als Gebirgsstörungen durchsetzen. Besonders geeignet für die Wasserführung sind solche Verwerfungen dann, wenn in ihrer Umgebung das Gestein kluftreich und zerrüttet ist. Sie können als gefährliche Wasserzubringer auftreten, indem sie aus großer Entfernung Wasser herbeileiten oder eine Verbindung durch ein im übrigen wasserstauendes Mittel hindurch herstellen. Meistens findet dann eine Umkehr der abfallenden Bewegungsrichtung des Wassers statt. Jedoch sei darauf aufmerksam gemacht, daß tektonisch gestörte Grubenwasserstauer eine Wasserentziehung oder eine Wasserzuführung nicht unbedingt zur Folge zu haben brauchen. Bei hinreichend toniger und plastischer Beschaffenheit kann sich nämlich die wasserstauende Schicht durchbiegen, ohne zu brechen, oder durch Zuschlämmen und Aufquellen wieder schließen, so daß das Wasser dann weiter gestaut bleibt.

6. — Thermale Solen[3]. Während die aus dem Deckgebirge des Ruhrgebietes kommenden Solen durch einen Gehalt an Brom, Jod und Kalium und durch das Fehlen von Bariumchlorid gekennzeichnet sind, enthalten die von unten aufsteigenden, thermalen Solen Bariumchlorid in Mengen von 1 bis über 2 g/l, Brom, Jod und Kalium dagegen so gut wie nicht. Häufig werden die thermalen Solen von Quellgasen begleitet, die weniger

[1] SCHNEIDER, H., u. CHR. TRUELSEN: Die Wassererschließung. Essen: Vulkan-Verlag 1952.

[2] KUKUK, P.: Geologie des niederrheinisch-westfälischen Steinkohlengebietes. Berlin: Springer 1938.

[3] PATTEISKY, K.: Die thermalen Solen des Ruhrgebietes und ihre juvenilen Quellgase. Glückauf 1954 S. 1334.

aus Grubengas als vielmehr aus Kohlensäure und vorwiegend Stickstoff mit Edelgasen bestehen[1]. Diese Solen steigen im Ruhrgebiet in mineralisierten oder vererzten Querstörungen auf und treten in die Spalten mächtiger und klüftiger Sandsteinbänke über, von wo sie ihren Weg in die Grubenbaue finden können. Da ihre Temperatur in Teufen von 600—900 m zwischen 40 und 50° C und mehr beträgt, üben sie infolge Wärme- und Feuchtigkeitsabgabe an die Wetter eine nachteilige Wirkung auf das Grubenklima aus. Abhilfe läßt sich durch möglichst frühzeitige Erfassung und Ableitung der thermalen Solen auf der tiefsten Sohle schaffen, so daß die mit Wasser gefüllten Klüfte leerlaufen können.

7. — Die verschiedenartige Stellung des Bergbaus gegenüber den Wassern. Am gefährlichsten sind die Wasser für den *Kali-* und *Salzbergbau*, da hier schon wenig Sickerwasser in den Bauen das Ende einer Grube einleiten kann. Bei den als „Laugen" bezeichneten Zuflüssen ist zwischen Restlaugen, Betriebslaugen und Tageslaugen zu unterscheiden[2]. Ungefährlich sind die bei der Umbildung der Kalilagerstätten zurückgebliebenen gesättigten Restlaugen. Die als Betriebslaugen bezeichneten Spüllaugen, Wetterlaugen und Tropflaugen werden durch Pumpen zutage gehoben und damit unschädlich gemacht. Die wichtigsten und gefährlichsten Laugen sind die durch Eindringen von Grundwasser in die Salzlagerstätte entstehenden ungesättigten *Tageslaugen*. Ihre große Gefahr liegt darin, daß sie in offenen, also mit dem Grundwasser verbundenen Laugenspeichern anstehen. Man trifft auf solche offenen Laugenspeicher z. B. im Gipshut, im Salzspiegel, im Hauptanhydrit, im Plattendolomit, in Auslaugungssenken u. a. m.[3]. Sie können aber auch durch den Abbau erst geschaffen werden. Es ist deshalb das erste Bestreben des Salzbergmannes, das Deckgebirge in seinem Zusammenhang zu erhalten. Man arbeitet folglich mit reichlich bemessenen Sicherheitspfeilern an den Markscheiden, Feldesgrenzen, Tagesschächten und zutage gehenden Bohrlöchern sowie gegen ersoffene Grubenbaue, die imstande sind, das Hangende zu tragen, oder man wendet Spülversatz an.

Das Vorhandensein der Laugengefahr erklärt sich aus der Eigenart des Salzgebirges, insbesondere der oberen und mittleren Zechsteinschichten mit ihrer Wechsellagerung von plastischen und spröden Gesteinen[3]. Die Wasserlöslichkeit der plastischen Gesteine Steinsalz und Kalisalz, vor allem der leichtlöslichen Salze Carnallit, Bischofit und Tachhydrit, bildet einen Gefahrenpunkt. Der andere besteht in den wohl schwer löslichen, aber spröden und damit zur Kluftbildung neigenden Gesteinen Anhydrit, Salzton und Dolomit. In diese durch Gebirgsbewegungen entstandenen Hohlräume dringen Wässer oder Laugen ein und bilden die Laugenspeicher. Aber auch nicht laugeführende, von Grubenbauen angefahrene kluftreiche Gesteine stellen eine dauernde Gefahr dar, weil ständig mit der Möglichkeit des Aufreißens von höheren Spalten gerechnet werden muß, die den Bauen dann Lauge

[1] Hahne, C., u. K. Patteisky: Die geologischen Grundlagen des Grubenklimas im Steinkohlenbergbau. Glückauf 1952 S. 205.

[2] Spackeler, G.: Lehrbuch des Kali- und Steinsalzbergbaus. Halle (Saale): W. Knapp 1957; — ferner K. Hatzfeld: Handbuch der Grubensicherheit, Teil III. Berlin: Verlag Technik 1954.

[3] Baumert, B.: Die Laugenspeicher in den Schichten des Zechsteins und ihre Gefahren für den Salzbergbau. Z. dtsch. geol. Ges. 1953 S. 729.

zuführen. Aufschluß über die Laugengefahr gibt ein Vergleich des Anteils der spröden, klüftigen und der plastischen, wasserlöslichen Gesteine. Man rechnet damit, daß die Laugengefahr mit dem Mächtigkeitsanteil der spröden Kluftbildner steigt. So beträgt deren Anteil im Südharz-Gebiet 67%, während es im Gebiet von Hannover nur 16%, im Gebiet von Staßfurt 20% und im Werra-Gebiet 29% sind. Fast die Hälfte aller bekanntgewordenen Laugen- und Gasausbrüche hat sich im Südharz-Gebiet ereignet. Schließlich ist noch die Aufnahmefähigkeit der Speicher von Bedeutung. Sie hängt vom Kluftvolumen und von der Mächtigkeit und Ausdehnung des Speichergesteins ab. Bis zu 2 m breite Klüfte sind schon angefahren worden.

In Deutschland sind in den ersten Jahrzehnten des Kalibergbaus, solange noch keine ausreichenden Erfahrungen vorlagen, zahlreiche Gruben versoffen. Wie das Wasser durch Auslaugung immer stärker die Grubenbaue bedrohen kann, geht aus dem Beispiel des versoffenen Leopoldshaller Kalisalzwerkes hervor. Hier steigerten sich die Zuflüsse von 2—3 l/min im Jahre 1878 auf 10,5 m^3/min im Jahre 1899[1].

Im Gegensatz zum Kalibergbau steht der *Braunkohlentiefbau*. Da bei ihm in der Regel von vornherein das Fernhalten der hangenden Wasser von den Grubenbauen unmöglich ist und man mit dem Zerreißen und einer dadurch eintretenden Entwässerung des Hangenden rechnen muß, arbeitet man mit Absicht auf eine baldige Entwässerung des Hangenden hin.

Der *Steinkohlenbergbau* wird, ohne die Wasserzuflüsse ganz verhindern zu können, durchaus das Bestreben haben, sie sich soviel wie möglich fernzuhalten, um die Selbstkosten zu verringern. Beim Vorhandensein eines wasserführenden Deckgebirges sowie von wasserstauenden Schiefertonschichten wird ein großer Teil des Wassers von den Grubenbauen ferngehalten. Mit zunehmender Teufe verteuern die Wasserzugänge den Betrieb erheblich, und ganz besonders dann, wenn die Wasser warm sind. Anderseits pflegen die Wasserzuflüsse nach unten hin schwächer zu werden, weil wasserstauende Schichten in größerer Zahl wirksam werden.

Der *Erzbergbau* wird zumeist auf Lagerstätten betrieben, die zutage ausgehen und deshalb des schützenden Deckgebirges entraten. Er muß also mit dem im Gebirge vorhandenen und den Bauen zusitzenden Wasser rechnen. Je nach der Art des Gebirges und der Lagerstätte sind die Zuflüsse verschieden groß.

8. — Die Wasserführung des Gebirges im Ruhrbezirk[2]. In den einzelnen Teilen jedes Bergbaubezirkes sind die Wasserzuflüsse naturgemäß sehr verschieden hoch. Sie hängen insbesondere von dem Vorhandensein und der Art des Deckgebirges ab. Abb. 496 zeigt nach SEMMLER die regionale Verteilung der Wasserhebung im Ruhrbezirk im Jahre 1954.

In dem südlichen, etwa 550 km^2 großen Teil des Ruhrbezirkes, wo das Steinkohlengebirge zutage ausgeht, gewähren die vielfach gefalteten, durch Störungen in eine Anzahl von Schollen zerrissenen und außerdem durch die Wirkung des Abbaus zerklüfteten Schichten dem Tageswasser einen leichten Zugang. Die

[1] KEGEL, K.: Bergmännische Wasserwirtschaft, 3. Aufl. Halle (Saale): W. Knapp 1950.

[2] KUKUK s. S. 519; — LINSEL: Neue Gesichtspunkte und Verfahren zur Bekämpfung von Wassereinbrüchen sowie zur Geringhaltung von Wasserzuflüssen im rheinisch-westfälischen Steinkohlenbergbau, Diss. Aachen, 1940; Arch. bergb. Forschung 1941, Heft 1, S. 1.

Wasserzuflüsse sind demgemäß verhältnismäßig bedeutend und haben die für die Wasserhaltung unerwünschte Eigenschaft, stark veränderlich zu sein, da sie einen Zusammenhang mit der Niederschlagshöhe zeigen. Dementsprechend müssen die Wasserhaltungen verhältnismäßig stark bemessen sein.

Im nördlichen, 5500 km² großen Teil des Bezirkes spielt die Schichtenfolge des das Steinkohlengebirge überlagernden *Kreidedeckgebirges* für die Wasserhaltungen der Gruben eine bedeutende Rolle. Im einzelnen ist folgendes zu bemerken (Abb. 497): Das unterste Glied, der Essener Grünsand des Cenomans, ist zwar im Westen als toniger Sandmergel undurchlässig. Er bietet jedoch keinen zuverlässigen Schutz gegen die Wasser der auflagernden Schichten, da seine Mächtigkeit stark wechselt und seine wasserstauende Beschaffenheit wegen des Wechsels seiner Gesteinsausbildung nicht überall gleichbleibt. Nach Nordosten verliert der Essener Grünsand seine wasserstauende Eigenschaft fast vollständig, da er hart und klüftig wird und daher selbst Wasser führt.

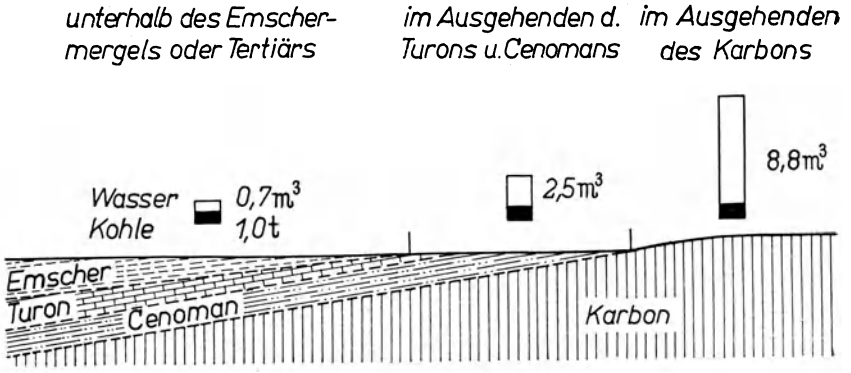


Abb. 496. Die Wasserhebung der Zechen des Ruhrgebietes bei verschiedenem Deckgebirge in m³ je t Kohle

Wegen seiner Kluftwasserführung gefürchtet ist der *weiße Mergel* des Turons. Er ist von einem Netz von Klüften und Spalten durchzogen, die mittelbar oder unmittelbar miteinander in Verbindung stehen und zusammen einen riesigen Kluftwasserbehälter mit stellenweise artesisch gespanntem Wasser darstellen. Allerdings scheint das Spaltennetz einen verhältnismäßig großen inneren Reibungswiderstand zu besitzen, so daß die Wasserbewegung in ihm nur langsam vor sich geht. Die Wasser sind durchweg salzig, soweit sie sich unterhalb des Verbreitungsgebietes des stauenden Emscher Mergels bewegen. Die Wasserführung des weißen Mergels ist nicht überall gleichmäßig stark, weder zonenmäßig noch regional. Zonenmäßig ist sie abhängig von der Gesteinsbeschaffenheit der Schichten. Besonders stark wasserführend sind die harten Mergelkalke des oberen und mittleren Turons. Regional ist zu sagen, daß sie im Südwesten von jeher gering gewesen ist, während östlich von Herne sein Spaltennetz früher gewaltige Wassermengen enthielt. Durch die Wasserhebung der Gruben, denen diese Wassermengen lange Jahre größte Schwierigkeiten verursachten, ist jedoch hier jetzt der weiße Mergel über große Flächen hin trockengelegt.

Der dem weißen Mergel aufgelagerte *Emscher Mergel* ist, von seinen hangendsten Schichten abgesehen, undurchlässig und trocken.

Das oberste Glied des Kreidegebirges im Ruhrbezirk, das *Senon*, insbesondere die Sande von Haltern und die Recklinghäuser Sandmergel sind, soweit sie mehr sandig als mergelig entwickelt sind, sehr wasserreich und bereiten teils als Schwimmsande, teils als Kluft- oder Schichtwasserspeicher dem Abteufen von Schächten Schwierigkeiten. Der unterlagernde, wasserstauende Emscher Mergel verhindert jedoch, daß die Wasser dem Bergbau lästig werden.

Überlagert wird die Kreide von einer dünnen *diluvialen* Decke, die vielfach den sog. *Fließ* führt. Er besteht aus feinen, sehr wasserreichen Sanden, die teils als Talsande der Flüsse und teils als Löß anzusprechen sind. Die Mächtigkeit des Fließes schwankt zwischen 6 und 10 m, steigt stellenweise aber auch auf 12—15 m an. Der Fließ ist beim Schachtabteufen lästig, weniger wegen seines Wasserinhalts, der verhältnismäßig gering ist, als wegen der leichten Beweglichkeit der ganzen Masse. Da er als oberste Schicht mit den Grubenbauen keine Verbindung hat, spielt er jedoch für die Wasserwirtschaft keine wesentliche Rolle.

Im Nordwesten des Bezirkes schieben sich zwischen Kreide und Steinkohlengebirge die Schichten des *Buntsandsteins* und des *Zechsteins*. Während der Zechstein fast wasserfrei ist, führt der Buntsandstein im allgemeinen so viel Wasser, daß ein Durchteufen mit besonderen Schwierigkeiten verbunden ist. Weiter nach Nordwesten und Westen hin (links des Rheines) nimmt neben der Mächtigkeit und der wachsenden Lockerung des Buntsandsteins auch der Wasserinhalt dieser Schichten (Schwimmsandschichten) zu. Das gleiche gilt von den sandigen *Tertiärschichten* mit ihren Schwimmsandhorizonten (z. B. Walsumer Sande, Sande von Hamborn), die hier und auch im Aachener Bezirk sowie in Holland an die Stelle der Kreide treten.

Was schließlich die im *Steinkohlengebirge* selbst unter dem Deckgebirge vorhandenen Wasser betrifft, so ist in der Regel ihre Menge gering. Größere und länger anhaltende Wasserzugänge im Steinkohlengebirge stammen im Gebiete der Mergelüberlagerung immer aus dem Deckgebirge. Das Deckgebirgswasser kann dadurch seinen Weg in das Steinkohlengebirge finden, daß die wasserführenden weißen Mergelschichten bei schlechter Ausbildung des stauenden Essener Grünsandes ihr Wasser unmittelbar an steilgestellte, sandsteinreiche Zonen des Karbons abgeben oder daß vom Steinkohlengebirge ins Deckgebirge übersetzende Störungen gute Kanäle bilden.

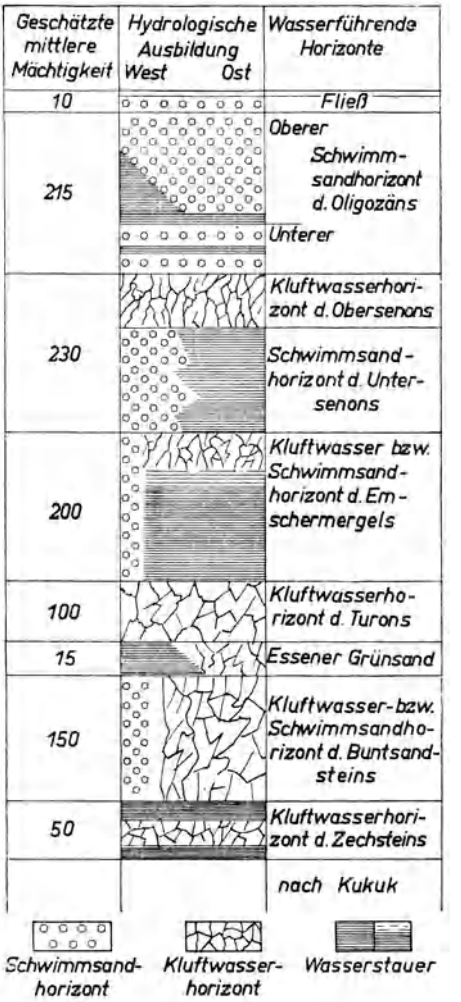


Abb. 497. Die Folge von wasserstauenden und wasserführenden Schichten im Deckgebirge des Ruhrgebietes

Vielfach übersteigt die gehobene Wassermenge die Menge der geförderten Kohle. Während man im Ruhrgebiet 1885 noch mit über 4 m^3/t, 1920 noch mit über 2,4 m^3/t, 1930 mit 1,5 m^3/t rechnen mußte, ist das Verhältnis infolge der gesteigerten Förderung auf 1,2 m^3/t Kohle im Jahre 1940 zurückgegangen und

lag 1954 bei 1,3 m³/t Kohle[1]. Die Teufen haben demgegenüber jedoch zugenommen und betrugen im Jahre 1956 rd. 600 m.

Für die einzelne Grube erhält man einen schnellen Überblick, wenn man beachtet, daß ein Zufluß von 1 m³/min einer jährlichen Wasserförderung von 525000 t entspricht. Um diese Wassermenge aus nur 100 m Teufe zu heben, sind jährlich rechnungsmäßig rd. 200000 PSh aufzuwenden. Das bedeutet, daß eine Pumpe von 23 PS wirklicher Leistung dauernd betrieben werden müßte[2].

9. — Zusammensetzung des Grubenwassers[3]. Die im Pumpensumpf sich sammelnden Grubenwasser sind selten rein, sondern enthalten teils als Feststoff und teils in Lösung stets mehr oder weniger fremde Bestandteile. Für den Bergbau und die Wasserhaltung sind sowohl schlammige als auch saure und salzige Wasser lästig. Durch *schlammiges Wasser*, wie es besonders auf Gruben, die mit Spülversatz arbeiten, vorkommt, verschleißen die bewegten Teile der Pumpen sehr stark. Deshalb muß dem Wasser Zeit und Gelegenheit zur weitgehenden Klärung gegeben werden. *Saure Wasser* greifen das Metall der Wasserhaltungsmaschinen an und zerstören es mit der Zeit. Man hat in solchen Fällen mit gutem Erfolg die Wasser vor der Hebung dadurch entsäuert, daß man sie durch Filterschichten von gebranntem Kalk fließen ließ, der die freie Säure band und unschädlich machte. Im allgemeinen genügen 5 kg Ätzkalk je m³ Wasser. In besonderen Fällen kann man dem Grubenwasser auch Öl (Caltex A) zusetzen, das schützend die Rohrinnenwand überzieht.

Salzige Wasser greifen Pumpenteile aus Stahl ebenfalls an, so daß man, da die Fällung des Salzes vor der Hebung betrieblich unmöglich ist, in solchem Falle gezwungen ist, alle mit dem Wasser in Berührung kommenden Pumpenteile aus Bronze oder Chromnickellegierungen anzufertigen.

Die Rohre können entweder durch eine dünne Schmelzbasalteinlage geschützt werden oder durch ein Holzfutter oder einen Innenanstrich aus Bitumen. Salzige Wasser sind auch insofern lästig, als sie das spezifische Gewicht des Wassers stark erhöhen (bei voller Sättigung um 21%), so daß die Pumpe eine entsprechende Mehrarbeit zu leisten hat und die Leitungen mit dem höheren Druck in Anspruch genommen werden.

Für die Wasserhebung unangenehm sind ferner solche Wässer, die *Absätze* bilden. Am häufigsten sind wohl Verkrustungen von *kohlensaurem Kalk*, die erscheinen, sobald aus dem in die Grubenbaue eintretenden, vom Druck befreiten Wasser Kohlensäure entweicht, wobei der gelöste, doppeltkohlensaure Kalk in unlöslichen, einfachkohlensauren Kalk übergeht.

Im Ruhrbezirk sind auch mehrfach *Schwerspatbildungen*[4] vorgekommen, die auftreten, sobald Wasser mit einem Chlorbariumgehalt mit Wasser, das Schwefelsäure führt, zusammentrifft. Wo es angängig ist, wird man das Zusammentreten derartiger Wasser vermeiden.

---

[1] Semmler, W.: Die Grubenwasserzuflüsse im Ruhrbergbau. Bergbau-Rdsch. 1956 S. 335.

[2] Linsel s. S. 521.

[3] Fuchs: Die Wasserwirtschaft der Zechen im Ruhrkohlengebiet. Techn. Bl. 1929 S. 109.

[4] Patteisky, K.: Die thermalen Solen des Ruhrgebietes und ihre juvenilen Quellgase. Glückauf 1954 S. 1334.

Die Absätze verengen unter Umständen in kurzer Zeit die Pumpenleitungen (Ziff. 26), auch haben sie sich namentlich in Kreiselpumpen unangenehm bemerkbar gemacht. Auf manchen Zechen des Ruhrbezirkes müssen auch heute noch die Kreiselpumpen regelmäßig nach je 1000 Betriebsstunden auseinandergenommen und gereinigt werden[1]. Statt des bisher geübten mechanischen Reinigungsverfahrens hat man auch die chemische Reinigung der Pumpen und Rohrleitungen durchgeführt[2].

B. Maßnahmen und Vorrichtungen zur Fernhaltung der Wasser von den Grubenbauen

10. — Maßnahmen über Tage. Vor allen Dingen ist Vorsorge zu treffen, daß die Tagesöffnungen des Grubengebäudes hochwasserfrei liegen. Die Schachtöffnungen müssen nötigenfalls künstlich aufgesattelt werden; Stollen sind in jedem Falle so hoch anzusetzen, daß ihr Mundloch über dem höchsten zu erwartenden Wasserstand des Tales liegt.

Aus Flußläufen, die über Grubenfeldern liegen, fallen bei fehlendem oder durchlässigem Deckgebirge häufig den Bauen Wasser zu. Man kann diesen Übelstand durch Geradelegung des Laufes mildern, da hierdurch zunächst die Länge der schädigenden Linie verkürzt und außerdem das Gefälle erhöht wird. Der letztere Umstand hat ein schnelleres Abfließen der Wasser zur Folge. Mehrfach hat man Wasserläufe nicht allein geradegelegt, sondern ihre Sohle auch mit Ton ausgestampft oder ausbetoniert.

Bei Vorhandensein von Seen und Teichen über dem Grubenfeld kann es notwendig werden, sie trockenzulegen und die ihnen zufließenden Wasser durch Ringkanäle abzufangen (früher Salziger See im Mansfeldschen), wenn nicht der Untergrund des Stausees durch abgelagerte Verwitterungsprodukte des Nebengesteins (Auelehm) sowie durch zuschlämmende Sinkstoffe praktisch wasserundurchlässig geworden ist. Im südlichen Ruhrgebiet machen sich die vorhandenen Stauseen teilweise durch erhöhte Wasserzuflüsse in die Grubenbaue unangenehm bemerkbar.

11. — Maßnahmen und Vorrichtungen unter Tage. Schon bei Besprechung der verschiedenartigen Stellung des Bergbaus zu den Wassern (s. Ziff. 7) ist auf die Bedeutung des Abbauverfahrens für die Fernhaltung der Wasser hingewiesen worden. Hier sei nur noch allgemein hinzugefügt, daß der Versatz um so besser das Hangende unterstützen und Zerreißungen bei dessen unvermeidlicher Durchbiegung verhindern wird, je tragfähiger er ist. Um eine gleichmäßige Senkung des hangenden Gebirges zu erzielen und ein Zerreißen der wasserstauenden Schicht zu verhindern, kann es zweckmäßig sein, auf das Stehenlassen von Markscheidesicherheitspfeilern zu verzichten.

Wo die wasserführenden Schichten den Bauen nahe kommen, wird man als Schutzdecke einen unverritzten Sicherheitspfeiler von genügender Stärke dazwischen stehenlassen, der auch durch Aus- und Vorrichtungsstrecken

[1] Schimpf, M.: Die Reinigung von Pumpen und Steigleitungen. Glückauf 1916 S. 754.

[2] Hentschel, A.: Die chemische Reinigung der Wasserhaltungsrohre der Zeche Sachsen bei Heeßen. Bergbau 1930 S. 6.

nicht durchörtert werden darf. Seine richtige Anlage — je nach Umständen auch durch geophysikalische Messungen bestimmt — ist von großer Wichtigkeit. Besonders im Kalisalz-, aber auch im Steinkohlenbergbau ist diese Vorsichtsmaßregel von Wichtigkeit. Im Ruhrgebiet wird dieser gegen das Deckgebirge stehenbleibende Pfeiler Mergelsicherheitspfeiler genannt. Er ist meist 20 m mächtig. Von Bedeutung für den Abschluß wasserführender Baue oder Gebirgsschichten ist auch die Herstellung wasserdichten Ausbaus der in Frage stehenden Grubenbaue selbst, insbesondere der Schächte, und die Verfestigung und Abdichtung der umgebenden Gesteinsschichten durch Versteinen oder andere Mittel.

12. — Standwasser. Verhütung von Wassereinbrüchen[1]. Wassereinbrüche, d.h. das unvermutete Einströmen von großen Wassermengen unter Druck in Strecken oder Abbauräume, sind immer dann möglich, wenn sich die Grubenbaue untertägigen Wasseransammlungen zu sehr genähert haben. Solche Wasseransammlungen können außer im Deckgebirge in versoffenen benachbarten Gruben vorhanden sein, aber auch in alten, bekannten oder unbekannten abflußlosen Abbauen, in Unterwerksbauen, schließlich in Verwerfungszonen und sonstigen Klüften und Spalten sowie in alten Tiefbohrlöchern. Es ist daher besonders wichtig, solche Stellen zu kennen, und es ist infolgedessen bergbehördlich vorgeschrieben, diejenigen Teile des Grubengebäudes, an denen solches Standwasser vorhanden ist oder vermutet wird, im Grubenbild besonders zu kennzeichnen. Hierbei ist auch auf kleine Wassermengen zu achten, und zwar um so mehr, als deren Gefährlichkeit vielfach unterschätzt wird.

Baue in der Nähe von Standwasser — und zwar werden vom OBA Dortmund Baue in einem Bereich von 150 m als solche angesehen — dürfen nur unter Beachtung besonderer Vorsichtsmaßregeln aufgefahren werden. Im allgemeinen sollen sich Baue im Gestein höchstens auf 50 m, in der Kohle bis auf 100 m dem Standwasser nähern. Nur bei einem Wasserdruck von weniger als 1 atü können die Entfernungen auf 25 m und 50 m verringert werden. Bei höherem Wasserdruck, gebrächem Gebirge sowie bei Abbaueinwirkungen reichen diese Werte nicht aus, doch werden in keinem Fall Bergfesten von mehr als 150 m für notwendig gehalten.

Eine weitere Vorsichtsmaßnahme besteht im *Vorbohren*. Dieses hat den Zweck, die Lage des Standwassers so rechtzeitig zu erkennen, daß ein Wasserdurchbruch vermieden wird. Die Bohrlöcher müssen daher in allen Richtungen angesetzt werden, in denen Standwasser vorhanden sein kann. Zum Abschluß der Bohrlöcher müssen lange konische Stützen aus Hartholz oder durchbohrte Dübel bereitgehalten werden.

13. — Lösen von Standwasser. Besteht dagegen die Absicht, Grubenbaue in den zum Schutz gegen Standwasser beschriebenen Bergfesten an-

[1] Merkblatt zur Verhütung von Wassereinbrüchen im Steinkohlen- und Erzbergbau des Oberbergamtes Dortmund von 1956. Druck: Bellmann, Dortmund. — K. Kegel: Sicherungsmaßnahmen beim Lösen von Stand- oder Stauwasser aus alten Grubenbauen. Bergbau 1942 S. 175. — K. Kegel: Die Berechnung der Stärke des erforderlichen Gesteinsmittels zwischen Grubenbauen und den mit Druckwasser erfüllten Räumen oder Gesteinsschichten. Bergbau 1942 S. 185. — E. Michael: Die Durchführung von Wasserlösungsbohrungen. Schlägel u. Eisen 1952 S. 417.

zulegen oder Abbau zu betreiben, so müssen die Standwasser gelöst werden, was am besten von oben her geschieht. Muß das Wasser von der Seite oder von unten abgezapft werden, so hat dies durch genügend lange Bohrlöcher aus sicherer Entfernung zu geschehen. Sie sind durch einzementierte Standrohre herzustellen, die mit einem Schieber verschlossen werden können (Bd. I, S. 28).

Beim Lösen des Wassers darf der Abfluß die Leistungsfähigkeit der Wasserhaltung nicht übertreffen. Da Bohrlochdurchmesser und Abfluß in einem bestimmten Zusammenhang stehen, wird der Durchmesser nach dem möglichen Abfluß bemessen. Es kann auch zweckmäßig sein, zwei oder drei Bohrungen kleineren Durchmessers herzustellen, insbesondere um bei Verstopfung eines Bohrloches die Sümpfung fortsetzen zu können. Der Zufluß errechnet sich aus der Formel $Q = \mu F \cdot w = \mu F \sqrt{2\,g\,(H-h)}$ [m³/sek]. Hierin bedeuten μ = Ausflußziffer[1], F = Standrohrquerschnitt [m²], g = Erdbeschleunigung, H = statische Druckhöhe und h = Widerstandsdruckhöhe [m].

Letztere wird wiederum aus der Formel $h = \frac{\lambda l w^2}{2 d g}$ [m] bestimmt. Hier ist λ = Reibungsbeiwert (0,001), l = Länge der Bohrung [m], w = Wassergeschwindigkeit [m/sek] und d = Durchmesser der Bohrung [m].

Mit dem Standwasser ist oft der Austritt schädlicher Gase, wie Kohlendioxyd, Methan oder Schwefelwasserstoff, verbunden. Beim Lösen der Wässer muß deshalb auf eine gute Bewetterung geachtet werden. Bei Sonderbewetterung ist blasende Bewetterung vorzuziehen. Es darf kein offenes Geleucht benutzt werden. Zum Ableuchten muß vor Ort eine Wetterlampe vorhanden sein.

Für den Fall eines unerwarteten Wassereinbruchs sind an geeigneten Stellen Dammtüren vorzusehen oder Maßnahmen zu treffen, um Dämme schnell errichten zu können. Schließlich müssen die Fluchtwege der Belegschaft bekannt, gekennzeichnet und gut befahrbar sein. Auch ist die Belegschaft in benachbarten Grubenbauen, die durch hereinbrechende Wasser oder Gase gefährdet sind, vor Beginn des Abzapfens von Wasser zurückzunehmen. Am zweckmäßigsten wird das Abzapfen an Sonn- und Feiertagen durchgeführt.

14. — Wasserabdämmungen. Allgemeines. Das Kennzeichen der Abdämmungen ist, daß sie einzelne Teile des fertiggestellten Grubengebäudes gegen andere oder auch gegen Nachbargruben absperren.

Solche Abdämmungen werden vorgenommen, wenn das Grubengebäude zu ersaufen droht und man einzelne Teile dem Wasser preisgeben, dafür aber andere Teile wasserfrei erhalten will, oder wenn ein bereits abgebauter Feldesteil zur Entlastung der Wasserhaltung abgedämmt werden soll[2]. Man baut dann einen geschlossenen Wasserdamm ein. Es geschieht dies in der Regel in Strecken, unter Umständen aber auch in Schächten.

Ist ein Feldesteil nur derart gefährdet, daß erhebliche Wasserzugänge zu befürchten sind oder daß es zweifelhaft ist, ob die vorhandenen Zuflüsse dauernd bewältigt werden können, so baut man

[1] Hütte, Des Ingenieurs Taschenbuch Bd. I. Berlin: W. Ernst & Sohn.

[2] Battig: Die Sicherung der Zeche Vereinigte Engelsburg gegen die hochgehenden Wasser der stillgelegten Zeche Vereinigte Maria Anna und Steinbank. Glückauf 1909 S. 190. — F. Jedlicka: Thermalwassereinbruch am 12. Lauf des Rudolfschachtes in Bleiberg/Österreich. Erzmetall 1956 S. 197.

Dammtore (Ziff. 16) ein. Diese bleiben zunächst geöffnet, so daß der Betrieb in dem gefährdeten Feldesteil aufrechterhalten werden kann. Nur im Falle der Not schließt man die Türen und läßt die Wasser hinter ihnen ansteigen. Dammtore werden nie in Schächten, sondern nur in Strecken gesetzt. Als geeignete Stellen kommen dafür hauptsächlich Querschläge und Richtstrecken in Betracht.

15. — Wasserdämme. Von besonderer Wichtigkeit ist die Wahl des *Standortes* für den Damm. Das Gebirge muß fest, gesund und geschlossen sein und darf auch nach seinen sonstigen Eigenschaften in keinem Falle Wasser durchlassen, da sonst der Damm seinen Zweck verfehlen und das Wasser durch das Gebirge seinen Weg nehmen würde. Sandsteine und Konglomerate z. B. pflegen für die Aufstellung von Wasserdämmen wegen ihrer Porosität nicht geeignet zu sein, während Schieferton zwar dicht, aber zu wenig druckfest ist. Am besten eignen sich feste, tonhaltige Gesteine, wie sandige Tonschiefer. Einer geringen Durchlässigkeit des Gebirges kann man unter Umständen durch Anschluß eines Längsdammes an den Querdamm entgegentreten, indem man die Strecke rundum auswölbt und danach das Mauerwerk durch Zementhinterpressung dichtet. Auch Torkretieren kommt für solche Anschlußverdämmungen in Betracht.

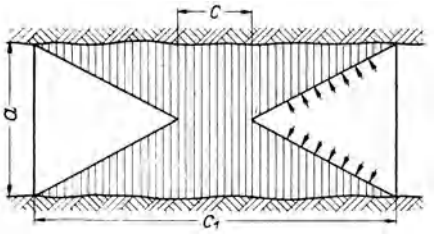


Abb. 498. Schematische Darstellung eines an beiden Seiten ausgehöhlten Wasserdammes

Für die Herstellung der *Widerlager* darf Sprengarbeit nicht angewandt werden, um das Gebirge nicht zu zerklüften. Vielmehr geschieht die Arbeit mit Abbauhämmern. Auch Bohrhämmer hat man mit Erfolg angewandt, indem man Loch an Loch bohrte und so die Gesteinstücke aus dem Gebirge gleichsam herausschnitt.

Sind nur geringe Wasserdrücke zu erwarten, so genügen 1—2 m dicke, einfache *Mauerdämme*. Bei größerem Druck sind jedoch besondere Maßnahmen erforderlich. Früher wurden dann die Wasserdämme als Kugelgewölbe hergestellt. Man hat aber festgestellt[1], daß der gewaltige Wasserdruck, der bis hundert Atmosphären betragen kann, im Mauerwerk des Gewölbes nicht nur eine Querdehnung hervorruft, sondern den Damm auch auf Abscheren und Haftzugfestigkeit am Gebirge beansprucht. Es genügt also vielfach nicht, den Wasserdamm als Kugelabschnitt zu berechnen und zu bemessen, vielmehr muß nach den Gesetzen der Festigkeitslehre stets der ungünstigste Belastungsfall in Rechnung gestellt werden, d. h. Scher- und Adhäsionskräfte sind für die Bemessung und Sicherheit des Dammes von ausschlaggebender Bedeutung. Abb. 498 zeigt einen als *Pfropfen* ausgebildeten Wasserdamm, der zur wirksamen Entlastung des Wasserdruckes auf der Wasserseite sowie auf der dem Wasser gegenüberliegenden Seite ausgehöhlt ist und damit durch Erhöhung der Querausdehnung einen großen Teil des horizontal gerichteten Wasserdruckes von An-

[1] Schlüter u. Abeles: Neuartiger Dammverschluß. Glückauf 1931 S. 1381.

fang an auf das Gebirge überträgt. Außerdem wird durch die erhöhte Anpressung an das Gebirge der Gleit- oder Reibungswiderstand größer und damit die Haftfestigkeit des Betons am Gebirge wesentlich wirksamer. Die Gesamtlänge des Dammes kann rechnerisch ermittelt werden nach der Formel

$$c_1 = \frac{p\,a}{4\,\tau}\,[\mathrm{m}],$$

wobei p = Wasserdruck in t/m², a = größte Streckenbreite oder -höhe in m, τ = Scherfestigkeit in t/m² bedeuten. Die geringste Dammstärke — in der Mitte des Dammes — ergibt sich zu $c = \frac{a\sqrt{p}}{\sqrt{6\,\sigma}}$ [m]. σ ist die Betonbiegezugspannung in t/m².

Da die Haftfestigkeit des Betons am Gebirge nur mit rd. 3 kg/cm² angenommen werden kann, müssen zur sicheren Übertragung des Druckes auf

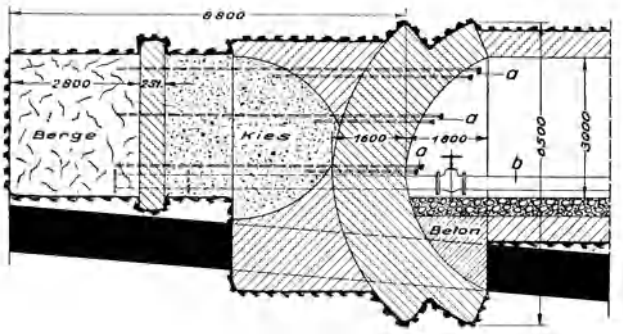


Abb. 499. Kugeldamm

das Gebirge besondere Vorkehrungen getroffen werden. Eine diesbezügliche, verbreitete Art von Wasserdämmen ist der *Kugeldamm*, der aus meist mehreren hintereinanderliegenden Kugelschalen besteht und durch seine konische Erweiterung in Richtung zur Wasserseite gegen Herausdrücken gesichert ist. Abb. 499 zeigt einen derartigen von der Firma Frölich & Klüpfel Abt. Bergbau, Essen, hergestellten Wasserdamm, der als Abschluß in einer Strecke gesetzt wurde. In die Kugelschalen eingemauerte Rohre (*a*) dienen zum Versteinen des Bergepolsters. Außerdem ist meist ein Rohr (*b*) zum Messen des Wasserdrucks vorhanden, das in diesem Fall zugleich zum Ableiten der während der Herstellung zufließenden Wassermengen diente. Zur Erhöhung der Scherfestigkeit können an den Stellen mit der größten Scherbeanspruchung eine Anzahl Rundeisensplinte von etwa 40—50 mm Durchmesser in das feste Gebirge eingelassen werden, wobei jedoch das Gefüge des Gebirges nicht gelockert werden darf. Als Baustoff wird fester und dichter Beton in einer Mischung von 350 kg Zement auf 1 m³ Beton mit ausgewählter Kornzusammensetzung verwendet, und zwar empfehlen sich besonders durch Kalkarmut und große Säurebeständigkeit ausgezeichnete Hochofen-, Traß-, Portland- oder Tonerdezemente. Durch besondere Anstriche oder durch Verkleidung mit Klinkern in Säurezement kann eine Korrosion durch schäd-

liche Wässer vermieden werden. Um ein seitliches Durchdringen des Wassers durch das Gebirge zu vermeiden, empfiehlt sich weiter eine Verfüllung des Querschlages auf der Wasserseite mit reinem Lehm ohne Sandzusatz auf etwa 10—20 m Erstreckung, die durch eine Ziegelmauer vor dem Wegspülen geschützt wird. Der Lehm wird dann auch die feinsten Risse und Spalten des umgebenden Gebirgskörpers abdichten.

Abb. 500 zeigt eine im britischen Steinkohlenbergbau übliche Ausführung eines Wasserdammes in einer Flözstrecke. Zwischen zwei 1,5 m dicken Ziegelmauern wird ein 3 m dickes Bergepolster eingebracht, das anschließend — ebenso wie das Nebengestein — zementiert wird.

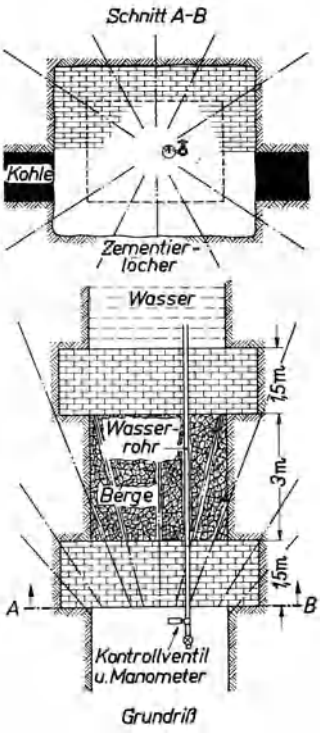


Abb. 500. Wasserdamm in einer Flözstrecke

Ganz besondere Sorgfalt ist den *Wasserabdämmungen im Salzbergbau* zu widmen. Als Mörtel wird Magnesiazement mit scharfkörnigem Sand verwandt. Um zu verhüten, daß das Wasser das Salzgebirge um den Damm herum auflöst, muß man dafür sorgen, daß hinter dem Damme eine gesättigte, ruhende Lauge steht. Zu diesem Zweck bildet man durch Aufführen einiger Quermauern aus Magnesiazement mehrere 10—15 m lange Kammern, die mit Chlormagnesium dicht versetzt werden[1]. Solche Abdämmungen haben sich vollauf bewährt.

16. — Dammtore. Die Dammtore bestehen aus dem Widerlager, dem Türrahmen und der Tür.

Das *Widerlager* wird bei Wasserdrücken bis zu 60 at häufig in Mauerwerk oder Beton ausgeführt[2]. Das Kugelgewölbe ist in diesem Falle nicht geschlossen, sondern läßt eine entsprechend große Öffnung mit abgeschrägten Widerlagerflächen für den Türrahmen frei. Für sehr hohe Drücke wendet man ein an dem Türende konisch gehaltenes Gußringrohr von 10—20 m Länge an, das nach Art des Gußringausbaus in Schächten aus Ringteilen zusammengebaut und während des Einbauens sorgfältig mit Beton hinterstampft wird (Abb. 501).

Dem Gußringrohr gibt man einen Durchmesser von 2—3,5 m, je nachdem, ob ein ein- oder ein zweiflügeliges Tor vorgesehen ist. Wenn das Gebirge nicht ganz zuverlässig erscheint, kann das Gußringrohr durch Einpressen von Zementmilch noch besonders abgedichtet werden.

Der wegen seiner Größe und Schwere aus mehreren Teilen bestehende *Türrahmen* wird unter Tage zusammengebaut und nach Zwischenlegen von

[1] Kegel (s. S. 521).

[2] Zeppernick: Wasserdämme im Bergbau unter Tage. Bergfreiheit 1953 S. 25.

Bleidichtungen verschraubt. Bei Mauerwerk liegt er keilförmig in diesem (Abb. 502); einem Gußringrohr wird er als Schlußstück nach der Wasserseite hin aufgesetzt (Abb. 501). Die Türöffnungen, die zur Durchführung der Schienen dienen und für Lokomotiven hoch genug sind, pflegen als Lichtmaße 0,9—1,7 m Breite und 1,8—2,0 m Höhe zu besitzen. Im unteren Teile des Rahmens kann ein Rohr *a* vorgesehen sein, das gewöhn-

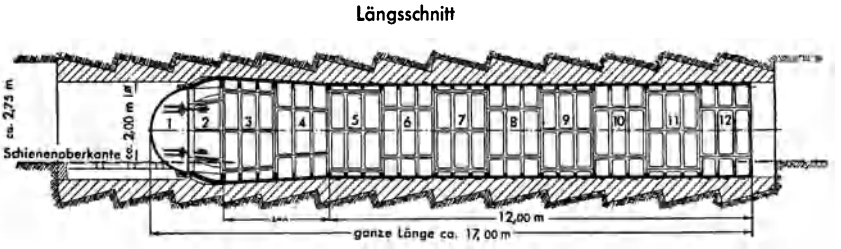


Abb. 501. Dammtor mit Gußringwiderlager

lich offen ist und als Wasserseige dem Grubenwasser den Durchfluß gestattet. Werden die Türen geschlossen, so schließt man durch einen gewölbten Deckel auch dieses Rohr und zieht den Deckel von der entgegengesetzten Seite an. Etwa in halber Höhe des Rahmens ist bisweilen ein anderes Rohr eingegossen, das durch ein auf der Druckseite vorgeschraubtes Ventil abgesperrt werden kann. Das Ventil läßt sich von der Schachtseite her einstellen und hat den Zweck, die hinter der Tür angesammelten Wasser abzulassen, falls dies erwünscht sein sollte. Ferner ist noch oben in dem Türrahmen ein Rohr angebracht, das zur Luftabführung dient und geschlossen wird, sobald der Querschlag mit Wasser gefüllt ist. Ein Stutzen zum Anbringen eines Manometers vervollständigt die Ausstattung des Tores.

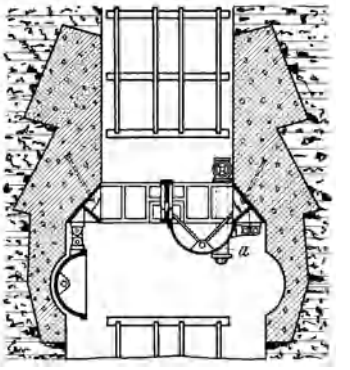


Abb. 502. Zweitüriges Dammtor mit gemauertem Widerlager

Die auf Kugellagern ruhenden *Türen* sind dem Wasserdruck entgegen gewölbt. Sie bestehen, wenn nicht höhere Drücke als 30—40 at in Frage kommen, aus Stahlblech von 35—65 mm Stärke, bei höheren Drücken aus Stahlguß, dessen Stärke dem zu erwartenden Wasserdruck entsprechend gewählt wird. Die Buderusschen Eisenwerke zu Wetzlar liefern für hohe Drücke gußeiserne Dammtore, bei denen unter Anwendung einer kreisrunden Türöffnung das Tor selbst die Form einer Halbkugel erhält, um Zugspannungen, welche für Gußmaterial bedenklich sind, vollständig zu vermeiden (1 in Abb. 501). Das Tor schließt einen längeren zylindrischen Gußkörper ab, der in die abzusperrende Strecke einzementiert wird. Die Abdichtung der geschlossenen Tür kann

durch einen stählernen Liderring geschehen, der mit geteertem Segeltuch bewickelt und auf die Dichtungsfläche gelegt wird. Durch eine um die Türöffnung laufende, vorspringende Leiste wird der Ring vor dem völligen Zerdrücken geschützt. Auch Bleidichtungen haben sich bewährt.

Alle zum Schließen des Dammtores erforderlichen Teile (Spannbrücke, Schrauben, Liderring, Deckel, Schraubenschlüssel usw.) pflegt man in einer kleinen, verschließbaren Kammer unweit der Dammtoranlage unterzubringen.

Die Kosten eines Dammtores richten sich nach der lichten Weite, dem Wasserdruck und der Bauweise. Bei einer lichten Weite von 1000 × 1800 mm und 20—50 atü rechnet man für ein einflügeliges Dammtor 13000—20000 DM und für ein einflügeliges kugelförmiges Dammtor mit Gußringwiderlager 50000 bis 120000 DM und mehr.

17. — Entwässerung des Gebirges vor Beginn des Abbaus. Die eigenartige, schon in Ziff. 7 berührte Stellung des *Braunkohlentiefbaus* gegenüber dem Gebirgswasser hat auf Braunkohlengruben vielfach zu einer planmäßigen Entwässerung des Gebirges vor dem Abbau geführt. Eine solche künstliche Entwässerung bringt den Vorteil, daß die Abbauverluste vermindert, die Sicherheit des Betriebs erhöht und die Arbeitsleistungen gesteigert werden.

Die Mittel zu einer vorherigen planmäßigen Entwässerung sind zunächst die sog. Entwässerungsstrecken, die man in der Lagerstätte selbst oder in deren Hangendem oder — wenn auch seltener — im Liegenden auffährt[1]. Bei durchlässigem Gebirge kann man hiermit gute Erfolge erzielen. Die Wirkung läßt sich durch Entwässerungsbohrlöcher, durch Entwässerungsschächte[2] oder durch Zubruchwerfen des Hangenden an geeigneten Punkten vor Beginn des planmäßigen Abbaus erhöhen.

Mit gutem Erfolg bringt man auch vom Tage aus Tiefbohrlöcher nieder und entwässert durch eingehängte Pumpen. Zum Schutze der geplanten Tieftagebaue im rheinischen Braunkohlenbergbau wird z. Zt. mit zahlreichen „Brunnengalerien" der Grundwasserspiegel im Erftbecken etwa 200 m tief abgesenkt. Innerhalb von 7—10 Jahren sollen 5 Milliarden m³ Grundwasser abgepumpt werden[3].

18. — Abbau unter dem Meere. Kohlenvorkommen, die ganz oder teilweise unter dem Meeresspiegel liegen, müssen, um Wassereinbrüche zu vermeiden, unter Beachtung besonderer Vorsichtsmaßregeln zur Schonung des Hangenden abgebaut werden. Ihr Aufschluß geschieht durch seigere oder tonnlägige Schächte von der Küste oder von Inseln aus. Bergbau unter dem Meere wird z. B. in Großbritannien, Japan und Chile betrieben. In

[1] Lehmann u. Schultz: Neuartiges Verfahren zur Abtrocknung eines Braunkohlenflözes. Braunkohle 1932 S. 687.

[2] Krautz, Chr.: Vorentwässerung beim Aufschluß des Tagebaus Petersroda bei Bitterfeld. Braunkohle 1951 S. 9. — H. Bartholmai: Kombinierte Entwässerung für Tief- und Tagebaubetrieb bei der Preußischen Elektrizitäts-AG., Borken. Braunkohle 1951 S. 123.

[3] Schulz, W.: Grundwasserabsenkung durch Tauchpumpen beim Neuaufschluß tiefer Tagebaue. Braunkohle 1950 S. 367. — R. Nieder: Wasserwirtschaftliche Aufgaben im rheinischen Braunkohlenrevier. Braunkohle 1953 S. 271.

Japan ist im küstennahen flachen Gewässer sogar eine Insel aufgeschüttet und von ihr aus ein Wetterschacht niedergebracht worden. Im britischen Kohlenbergbau gelten die nachstehenden Vorschriften für den untermeerischen Abbau.

Flözmächtigkeit [m]	Mindestteufe unter dem Meeresboden [m] für folgende zugelassene Abbauverfahren:		
	Örterbau (Festenabmessungen müssen zugelassen werden)	Örterpfeilerbau mit Vollversatz oder Strebbau mit Vollversatz	Örterpfeilerbau oder Strebbau (ohne Einschränkung)
>2,3	kein Abbau	kein Abbau	330
1,35—2,3	80—250	250—330	330
1,2—1,35	80—145	145—250	250
0,75—1,2	80—110	110—250	250
<0,75	nicht anwendbar	80—110	110

Aus der Aufstellung geht hervor, daß mit zunehmender Flözmächtigkeit Erleichterungen für den Abbau erst in immer größerer Teufe wirksam werden. Ab 250 m unter dem Meeresboden, bei größeren Flözmächtigkeiten ab 330 m, braucht auf das überlagernde Meer keine Rücksicht mehr genommen zu werden. — Bis zu den genannten Teufen steht der Örter- oder der Örterpfeilerbau immer im Vordergrund, ausgenommen bei geringsten Mächtigkeiten, da hier der Strebbau das einzige erfolgversprechende Abbauverfahren ist. Die besonderen Vorschriften verlangen, daß ein Streb sich nicht mehr als 80 m dem Meeresboden nähert, daß das Eindringen von Salz- oder Brackwasser sofort gemeldet wird und daß Vollversatz eingebracht wird. Ferner sollen besonders angelegte Erkundungsstrecken rd. 50 m vorgetrieben werden, um Gebirgsstörungen frühzeitig festzustellen, und schließlich müssen um Gebirgsstörungen Sicherheitspfeiler stehenbleiben.

C. Grubenbaue für die Wasserhaltung

19. — Stollen. Die Ausrichtung einer Lagerstätte durch einen oberhalb der Talsohle angesetzten Stollen ermöglicht die einfachste Wasserlösung. Auch für Tiefbaugruben können Stollen für die Wasserhaltung dann von Bedeutung sein, wenn sie zur Abführung der ihnen aus tieferen Teilen der Grube zugehobenen Wasser dienen, also die Pumphöhe des Wassers zu verringern gestatten. Dieses ist z. B. bei dem 31 km langen Schlüsselstollen im Mansfeldschen der Fall, der noch jetzt sämtliche Wasser aus den Tiefbauen der Mansfelder Gruben abführt. Der Stollen nimmt den Wasserhaltungen 80—100 m Hubhöhe ab. Für die Gruben des Oberharzes ist der 23,6 km lange, über 100 Jahre alte Ernst-August-Stollen, der etwa 400 m Seigerhöhe einbringt, von dauernder Wichtigkeit. Das gleiche gilt für den 7454 m langen Burgfeyer Stollen des Bleibergwerks Mechernich.

20. — Sumpfanlagen und Pumpenleistung unter Tage. Der „Sumpf" in Tiefbaugruben soll zur vorläufigen Aufnahme und Ansammlung der Wasser bis zur Hebung durch die Wasserhebevorrichtungen und zu einer gewissen Abklärung dienen. Die Anlagen für den Sumpf sind sehr verschieden umfangreich, je nach der Bedeutung, die die Wasserhaltung für die Grube hat. Bei geringen und gleichmäßigen Wasserzuflüssen kann es genügen, den Schacht 10—25 m weiter abzuteufen, als es für die Zwecke

der Förderung notwendig wäre, und lediglich das Schachttiefste als Sumpf zu benutzen. Bei stärkeren und wechselnden Zuflüssen werden besondere *Sumpfstrecken* hergestellt, denen das Wasser über die Wasserseigen des Streckennetzes zufließt. Sie liegen mindestens so tief unter der Fördersohle, daß sie sich vollständig mit Wasser anfüllen können, ehe dieses die Sohle der Förderstrecken erreicht. Anderseits darf ihr senkrechter Abstand von den Pumpen zur Geringhaltung der Saughöhe etwa 5 m nicht übersteigen.

Die Sumpfstrecken werden zweckmäßig in standfesten Gebirgsschichten aufgefahren, um sie vor schädlichen Abbauwirkungen möglichst zu schützen. Ist dies nicht möglich, so muß bei Auffahrung der Strecken auf den Ausbau besondere Sorgfalt gelegt werden. Vielfach spielt auch die Wasserdich-

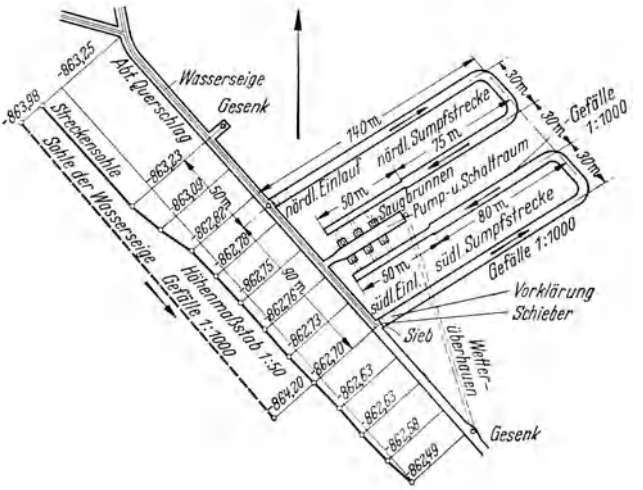


Abb. 503. Sumpfstreckenanlage

tigkeit des Ausbaus eine Rolle, um ein späteres Versickern der Grubenwässer in tiefer gelegene Grubenbaue möglichst zu vermeiden. Auch empfiehlt es sich, beim Auffahren der Sumpfstrecken mit der Schießarbeit vorsichtig zu Werke zu gehen, da im anderen Fall das Gebirge unnötig zerrissen wird und so Anlaß zum Versickern der Wasser gibt. Ferner sollen die Strecken nicht unmittelbar unter dem Pumpenraum herführen, sondern zur Schonung der Maschinenfundamente unter Stehenlassen eines Gesteinkerns von etwa 10 m Dicke und mehr seitlich durch Querstrecken mit den Saugbrunnen verbunden werden.

Die in Abb. 503 wiedergegebene *Sumpstreckenanlage* läßt eine Zweiteilung des Sumpfes in eine nördliche und eine südliche Sumpfstrecke erkennen. Diese Anordnung ermöglicht eine leichte Reinigung des Sumpfes, was je nach dem Grad der Verunreinigung der zufließenden Wasser alle paar Jahre notwendig wird. Durch Absperrschieber kann dann die eine Sumpfstrecke von der anderen getrennt werden. Beiden Sumpfstrecken ist nur ein *Pumpenraum* zugeordnet. Das Wasser fließt aus dem Abteilungsquerschlag durch abgedeckte Wasserseigen dem Sumpf zu. Der Einlauf des Wassers befindet sich möglichst weit entfernt von den *Saugbrunnen*, um

dem Wasserstrom Gelegenheit zu geben, sich zu beruhigen und auch die feinsten Schlammteilchen zur Ablagerung zu bringen. Ein Sieb, das Holz und Papier zurückhält, und ein einfaches Staubecken mit Überlauf dienen zur Vorklärung, die durch zusätzlich eingebaute Koksfilter noch wirksamer gestaltet werden kann. Das eingezeichnete Wetterüberhauen sorgt für eine durchgehende Bewetterung der gesamten Sumpfanlage. Der Ausbau der Sumpfstrecken richtet sich nach dem Gebirgsdruck und nach der Wasserdurchlässigkeit des Gebirges. Druckhaftes und rissiges sowie zum Quellen neigendes Gebirge erfordern wegen der Gefahr einer Querschnittsverengung Vollbetonausbau oder Ausbau mit Betonformsteinen. Ein in der Strecke verlegtes Gestänge dient zur Abförderung des Schlammes, der von Hand oder mittels kleiner, tragbarer Schlammpumpen in Wagen geladen wird.

Ein Zufluß von 1 m^3 minutlich bedeutet 1440 m^3 Wasser täglich, so daß seine Speicherung im Sumpf für 24 Stunden einen Raum von rd. 1500 m^3 voraussetzt. Der Rauminhalt, den der Sumpf zweckmäßig besitzen soll, richtet sich insbesondere nach der Zahl und Stärke der Wasserhebeeinrichtungen und nach der für die Pumpen vorgesehenen täglichen Arbeitszeit. Wenn nur eine einzige Pumpe vorhanden ist, muß der Sumpf groß genug sein, um für Ausbesserungen die nötige Zeit zu gewähren. In solchem Falle wird es auch bei einer an sich reichlich starken Pumpe erwünscht sein, daß der Sumpf die Wasserzugänge von mindestens 24—48 Stunden fassen kann. Sind mehrere Aushilfspumpen vorhanden, so ist es statthaft, den Sumpf entsprechend kleiner aufzufahren. Anderseits will man häufig, um einen Spitzenausgleich im Stromverbrauch herbeizuführen oder um den billigeren Nachtstrom beziehen zu können, die Pumpen nur in den betriebsruhigen Stunden laufen lassen. Alsdann sind eine entsprechend größere Pumpenanlage und ein ebenfalls vergrößerter Sumpfraum erforderlich. Im Ruhrbezirk arbeitet man, um die Wasserhebung allein in der Nachtschicht zu bewältigen, gern so, daß die Leistung der betriebenen Pumpen reichlich das Dreifache der Zuflußmenge beträgt und hierfür noch eine volle Aushilfe an Pumpeinrichtungen vorhanden ist. Das bedeutet, daß insgesamt die Pumpenleistung für die 6—8fachen Wasserzugänge ausreicht. In einem solchen Falle wird der Sumpfraum so groß bemessen, daß er die Zuflüsse für mindestens 24 Stunden faßt.

In keinem Falle dürfen die Anlagekosten des Sumpfes in einem Mißverhältnis zu den durch die Herstellung oder Vergrößerung erzielten Vorteilen stehen. Auf Erzgruben hat man deshalb vielfach nur einen kleinen Sumpf, weil ein teilweises Vollaufen der Strecken wenig schadet, falls nur die Pumpen geschützt stehen.

21. — Höhenlage der Wasserhaltung zur Bausohle. Wichtig ist die Höhenlage der Wasserhaltungsbaue zur Höhe der Bausohle. In der Regel erfolgt die Aufstellung so, daß der Flur der Pumpenkammer sich in gleicher Höhe wie die zugehörige Sohle, die Sumpfstreckenanlage sich dagegen etwa 4 m unter dieser befindet[1]. Bei solcher Anordnung kann die Sumpfstreckenanlage völlig und die Sohle noch etwa $^1/_2$—1 m unter Wasser kommen, ehe

[1] Gaze, M.: Richtlinien für den Bau großer elektrischer Wasserhaltungen. Glückauf 1917 S. 313.

dieses bis an die Motoren steigt und der Betrieb der Maschine unmittelbar gefährdet wird. Der Pumpenbetrieb kann aber noch weiter dadurch gesichert werden, daß man den Zugang zur Pumpenkammer von den Querschlägen oder Richtstrecken der Tiefbausohle mit einem Dammtor versieht, das im Falle des Ansteigens der Wasser geschlossen werden kann. Es bleibt alsdann nur noch ein zweiter Zugang zur Pumpenkammer, der 10—15 m über der Tiefbausohle in den Schacht mündet. Auf diese Weise können die Baue der Sohle für Notfälle als leistungsfähiger Sumpf mit herangezogen werden, vorausgesetzt, daß die Pumpen hoch genug stehen. Als teilweiser Ersatz für ein Dammtor dient eine sattelförmige Erhebung in der Verbindungsstrecke zwischen Fördersohle und Pumpenkammer (Abb. 504). Hierbei kann das Wasser auf der Fördersohle *F* immerhin um das Maß der Sattelhöhe ansteigen, ehe die Pumpe *W* bedroht wird.

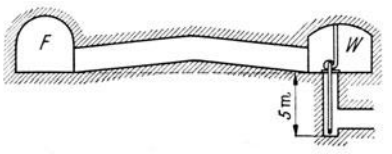


Abb. 504. Zweckmäßiger Zugang zu einer Pumpenkammer

22. — Anlage der Pumpenkammer unterhalb des Pumpensumpfes. In Kaolin- und Tongruben, aber auch in anderen Bergbauzweigen kann die Wasserhaltung dann schwierig werden, wenn die Sumpfstrecken schnell verschlammen. Vorsümpfe zur Vorabscheidung des Schlammes haben sich bei größeren Wasserzuflüssen oft nicht bewährt, da infolge der stärkeren Strömung der Schlamm zum Hauptsumpf mitgerissen wird. Ist dies der Fall, so versagen die Kreiselpumpen, weil die Saugleitung verschlammt oder gar

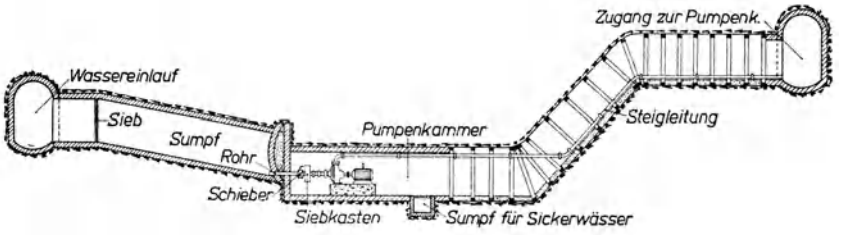


Abb. 505. Anordnung der Pumpenkammer unterhalb des Sumpfes

gehoben wird und die Pumpe Luft ansaugt. Darüber hinaus kann das Entschlammen gesundheitsschädlich sein.

Es hat sich in solchen Fällen[1] als zweckmäßig erwiesen, die Wasserhaltung nach Abb. 505 einzurichten. Hier liegt die Pumpenkammer unterhalb des Sumpfes, der mit 22% Gefälle zu ihr einfällt. Damit wird erreicht, daß die schlammhaltigen Wässer nicht mehr angesaugt zu werden brauchen, sondern der Pumpe zufließen. Der Sumpf ist zu diesem Zweck zur Pumpenkammer mit einer Sperrmauer abgeschlossen, durch die zwei Pumpenrohre führen. In die Pumpenrohre sind Schieber und schnell auswechselbare Siebkästen eingebaut. Größere Holzstücke werden schon am Sumpfeingang durch

[1] Riedl, Joh.: Neue Gesichtspunkte zur Wasserhaltung. Montan-Rdsch. 1953 S. 43.

ein Sieb zurückgehalten. Der Zugang zur Pumpenkammer liegt höher als das Sohlenniveau. Die Verbindung wird zu ihr durch einen Berg hergestellt, in dem auch die Steigleitung verlegt ist.

Da die Pumpen sicherer arbeiten, können schwächere Pumpen Verwendung finden. Vor allem aber sind sie in der Lage, Wasser mit 30% Schlamm zu heben. Damit entfällt das Entschlammen des Sumpfes. Auch ist es möglich, mit einer kleineren Sumpfstreckenanlage auszukommen.

23. — Sumpfanlagen auf verschiedenen Sohlen und Ausnutzung der Fallwasser. Es kommt häufig vor, daß einer Grube auf verschiedenen Sohlen Wasser zusitzen. Nicht selten sind es gerade die oberen Sohlen, die unter stärkerem Wasserandrang als die tieferen zu leiden haben. Es ist meist unwirtschaftlich, namentlich wenn größere Mengen in Frage kommen, die Wasser sämtlich der tiefsten Sohle ungenutzt zufallen zu lassen, um sie von hier aus zutage zu heben. Statt dessen stellt man auf jeder höheren Sohle einen Sumpf her, der zunächst die Wasser sammelt, und hat nun die Möglichkeit,

1. aus diesem die Wasser durch eine besondere Pumpeinrichtung unmittelbar zutage zu heben, oder
2. sie der Pumpe auf der tieferen Sohle unter Ausnutzung des Gefälles (d.h. unter Druck) zuströmen zu lassen (Betrieb mit Fallwasser), oder
3. mit dem herabgeleiteten Wasser auf der tieferen Sohle zur Ausnutzung der Energie über eine Turbine einen Generator zu betreiben.

Alle drei Mittel können je nach den Verhältnissen auch nebeneinander Anwendung finden und durch Anordnung von Zubringerpumpen weiter abgewandelt werden.

Die Aufstellung von Pumpen auf verschiedenen Sohlen ist trotz der damit verbundenen Zersplitterung des Betriebes besonders dann ratsam, wenn die Zuflüsse auf der oberen Sohle erheblich stärker als auf der unteren sind. In solchen Fällen benutzt man häufig die Wasserhaltung der oberen Sohle als Hauptwasserhaltung der Grube, während man die Wasser der unteren Sohle durch eine besondere Pumpe nicht bis zutage, sondern nur bis in den Sumpf der oberen Sohle heben läßt.

Von dem zweiten Mittel sollte man nur dort Gebrauch machen, wo die Aufstellung einer besonderen Pumpenanlage auf der oberen Sohle nicht lohnt. Besonders gut läßt es sich bei Kreiselpumpen anwenden, da man entsprechend dem Druck, mit dem das Wasser in die Pumpe tritt, bei der Einführung des Fallrohres einfach die ersten Stufen überspringt. Man nutzt so das Gefälle fast völlig aus. Bei beträchtlichem Abstand der Sohlen und erheblichen oberen Wasserzuflüssen kann die Anordnung der Abb. 506 vorteilhaft sein. Die Pumpe wird in zwei Sätze *I* und *II* geteilt. Um von der unteren und oberen Sohle das Wasser zu heben, arbeiten *I* und *II* hintereinander. Der Pumpensatz *II* kann aber auch allein das Fallwasser der oberen Sohle unter Ausnutzung des Gefälles zutage fördern, wobei *I* stillgesetzt wird.

24. — Die Wasserseigen[1]. Einer einwandfreien Zuleitung der Grubenwässer zur Hauptwasserhaltung wird vielfach zu wenig Beachtung geschenkt.

[1] SEMMLER: W.: Die Beschaffenheit der Wasserseigen, ihre Anlagen und Kosten im Ruhrbergbau. Bergbau 1955 S. 76; — ferner W. SEMMLER: Neuartiger Wasserseigenausbau. Glückauf 1957 S. 322.

Die meisten Wasserseigen sind nicht ausgebaut, so daß das Wasser in vielfacher Weise den Grubenbetrieb zu stören in der Lage ist. Hierzu gehören die Beeinträchtigung des Klimas infolge der Feuchtigkeitszunahme der Wetter, das Quellen der Streckensohle bei tonigen Gesteinen und die Beschädigung des Ausbaus, des Gestänges u. a. m. durch Korrosion. Ferner steigen die Wasserhaltungskosten, da das Grubenwasser zu den tieferen Sohlen versickert und hier die Sonder- und Hauptwasserhaltungen größer als eigentlich notwendig ausgelegt werden müssen und zudem noch höhere Wasserhebungskosten entstehen.

Aus diesen Gründen sollten nur vollkommen *ausgebaute Wasserseigen* angelegt werden. Die in Abb. 507 gezeigte Wasserseige ist betoniert und

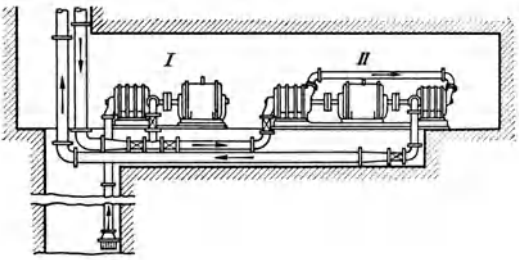


Abb. 506. Ausnutzung der Fallwässer bei einer Kreiselpumpenanlage

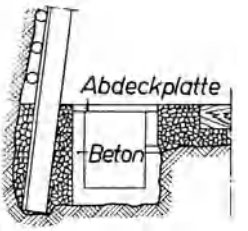


Abb. 507. Betonierte Wasserseige

mit Betonplatten abgedeckt. Zur Gewährleistung der Wasserdichtigkeit dient ein innen aufgetragener Zementglattstrich. Vorteilhaft ist auch, wenn die Bettung der Schwellen in die Wasserseigen entwässern kann (s. Abb. 284, Bd. I S. 320). Durch die Abdeckplatten wird das Wasser nicht nur daran gehindert, seine Feuchtigkeit an die Wetter abzugeben, sondern gleichzeitig wird die Wasserseige vor äußerer Verschmutzung geschützt, die nutzbare Streckenbreite vergrößert und die Fahrung sicherer. Holzbohlen auf Schienenstücken sind gegen Schlag und Stoß unempfindlicher als Betonplatten, doch werden sie leicht durch Fäulnis zerstört.

Die Kosten je lfd. Meter Wasserseige schwanken je nach Größe, Ausführung, Gesteinsfestigkeit und Solenhöhe zwischen 10 und 50 DM.

Vielversprechend ist die Verwendung von 30—100 cm langen, aus Stahlbeton bestehenden, abdeckbaren *Rinnenstücken*. Die einzelnen Schalen greifen mit Nut und Feder ineinander. Vorteilhaft ist ihr schneller Einbau, ihre leichte Auswechselbarkeit, ihre Dichtigkeit, ihr günstiger Querschnitt, der keine Schlammansätze erlaubt, und ihre Wiederverwendbarkeit. Das lfd. Meter eingebaute Rinne kann bis zu 25 DM kosten. Schließlich sei noch das Wassergraben-Beton-Schlitzrohr der Firma Pettep-Bergbaubedarf GmbH., Kohlscheid, erwähnt.

Selbstverständlich müssen alle Wasserseigen ein *Gefälle* erhalten. Es beträgt im Ruhrbergbau je nach der Wassermenge im allgemeinen 1:500 bis 1:1000. Ihr Querschnitt muß um so größer sein, je größer die Wassermenge, je größer die Rauheit der Wandungen und je geringer die Neigung ist. Bis

zu Wassermengen von 1 m^3/min kommt man mit einem Querschnitt von 500—750 cm^2 aus, wobei zu beachten ist, daß der Wasserspiegel in der Seige mindestens 10 cm tiefer als die Sohle liegen soll.

Am besten werden die nachteiligen Einflüsse des Wassers auf das Gebirge und das Grubenklima vermieden, wenn in den Hauptstrecken Rohrleitungen verwendet werden, durch die das Wasser dem Sumpf zugepumpt wird.

II. Wasserhebevorrichtungen

25. — Allgemeines. Für die regelmäßige Wasserhebung kamen früher zwei große Gruppen von Maschinen in Betracht, nämlich die *Kolben-* und die *Kreiselpumpen*. Heute werden für große Pumpenleistungen nur noch die letzteren gebaut. Als Antriebsmittel für beide Arten von Maschinen dienen elektrische Energie oder Druckluft. Der elektrische Antrieb überwiegt bei weitem und kommt für Pumpen größerer Leistung ausschließlich in Frage. Die Verwendung von Druckluft beschränkt sich, abgesehen von beim Schachtabteufen auftretenden Fällen, nur auf Pumpen geringer Leistung.

Die Wasserhebevorrichtungen spielen im Grubenbetrieb eine verschiedene Rolle, je nachdem, ob es sich um die zutage hebende *Hauptwasserhaltung* oder um *Sonderwasserhaltungen* handelt. Schon in Ziff. 23 ist darauf hingewiesen worden, daß häufig Wasserhaltungen auf verschiedenen Sohlen notwendig werden, da es unzweckmäßig wäre, die Wasser der jeweilig tiefsten Sohle zufallen zu lassen. Es tritt also vielfach bereits in der Nähe des Schachtes eine Zersplitterung der Wasserhaltung ein. Noch häufiger ist die Verwendung von Sonderwasserhaltungen im Grubenfeld, wobei es sich hier um einzelne Grubenbaue, wie Abhauen und Gesenke, oder um Unterwerksbaue mit ausgedehnten Abbaubetrieben handeln kann, aus denen die Wasser bis zur nächsthöheren Wasserseige gehoben werden müssen. In der Regel werden die Pumpen der Hauptwasserhaltung an Zahl gegenüber denjenigen der Sonderwasserhaltungen zurückstehen, übertreffen sie aber an Größe und Leistungsfähigkeit. Weitere Unterschiede ergeben sich daraus, daß für die großen Pumpeneinheiten der Hauptwasserhaltung geräumige, gut ausgebaute und gegen Gebirgsdruck geschützte Maschinenkammern notwendig sind, daß man dabei auf größere Sumpfanlagen Wert legt, und daß schließlich eine ständige, sorgfältige Wartung angebracht ist. Für die im Grubenfeld aufgestellten, häufiger ihren Standort wechselnden Pumpen, die meist ohne größeren Sumpf und ohne dauernde Wartung arbeiten müssen, tritt dagegen die leichte Einstellbarkeit auf verschiedene Leistungen, die geringe Pflegebedürftigkeit und die Sicherheit gegen etwaiges Durchgehen bei Erschöpfung des Wasservorrats in den Vordergrund.

26. — Steigleitungen[1]. Als Steigleitungen werden meist nahtlose und verzinkte Stahlrohre oder Spiralnahtrohre von 125—400 mm NW und 5—7,5 m Länge verwandt. Als Werkstoffe sind St 35.29 und andere Stähle üblich (DIN 1629). Die Wandstärken liegen zwischen 15 und 8 mm und

[1] STRADTMANN: Stahlrohr-Handbuch, 5. Aufl. Essen: Vulkan-Verlag 1956.

nehmen zutage hin entsprechend dem geringeren Wasserdruck ab. Ihre Berechnung geschieht nach DIN 2413 und die Auswahl der Rohre nach DIN 2448. Die einzelnen Rohre enden nach oben in einem Vorschweißflansch und nach unten in einem Vorschweißbund mit losem Flansch und einer Eindrehung, in der eine Rundgummidichtung ohne Eigengewichtspressung der Steigleitung liegt.

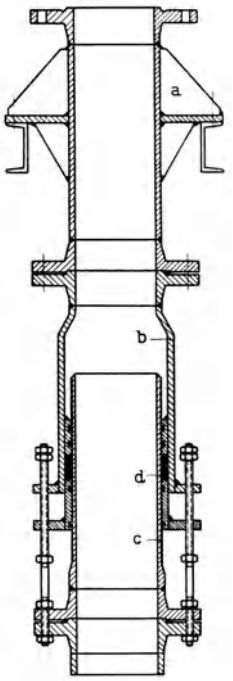


Abb. 508. Tragrohr einer Steigleitung

Man pflegt die Steigleitungen in Abständen von 50—100 m mittels *Tragrohren* auf stählernen Konsolen, die in der Schachtmauerung eingelassen sind, zu verlagern (Abb. 508). Bei Tübbingschächten ist die Befestigung der Konsolen schwieriger. Die besonderen Merkmale des Tragrohres sind die Tragpratzen *a*, die geschweißte Bauweise, die kürzere Rohrlänge und die Dehnungsstopfbüchse. Letztere besteht aus dem Hülsenrohr *b* und dem Degenrohr *c*. Sie dient dazu, Gebirgsbewegungen und Temperaturänderungen in ihrer Wirkung auf die Steigleitungen unschädlich zu machen und beim Auswechseln von Dichtungen oder Rohren etwas Spielraum zu haben. Ihre Dehnungsaufnahmefähigkeit beträgt etwa 150 mm. Damit sich das Degenrohr nicht herausziehen kann, ist eine Hubbegrenzung notwendig. Hülsen- und Degenrohre erhalten zusätzlich zum Schutz gegen Korrosion 1,5—2,0 mm starke Bronzeauflagen. Die Stopfbüchsenpackung *d* besteht aus Lederringen und einem Bleimantel. Auch graphitierte Hanftalgpackungen sind geeignet, Gummiringe wegen ihrer Reibung jedoch nicht.

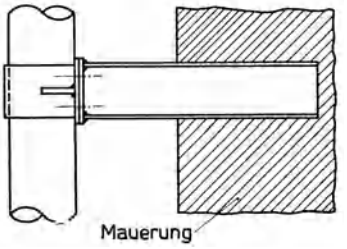


Abb. 509. Rohrführung in einem Mauerschacht

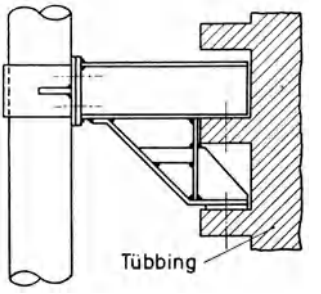


Abb. 510. Rohrführung in einem Tübbingschacht

Um zwischen den Tragrohren ein Ausknicken der Steigleitung zu vermeiden, werden in Abständen von etwa 12 m *Rohrführungen* nach Abb. 509 und 510 vorgesehen.

Der *Einbau der Leitung* geschieht von unten nach oben. Bei der Festlegung der Tragfähigkeit der Konsolen muß neben dem Rohrgewicht auch

die Stopfbuchsenreibung und bei Ablenkungen das Gewicht der Wassersäule berücksichtigt werden. Letzteres gilt vor allen Dingen auch für die Wahl des aus dem Schacht führenden Rohrkrümmers. Da Umlenkungen des Wasserstromes um 100g große Widerstandsverluste hervorrufen, vermeidet man sie oder führt sie mit großen Krümmungshalbmessern aus. Die Kosten für den Einbau der Steigleitungen einschließlich der Halterungen schwanken zwischen 5—30% des Materialwertes. Je Mann und Schicht können etwa 10 m einer Leitung von 300—400 mm Durchmesser eingebaut werden[1].

Eine starke Verkrustung der Steigleitung kann den gesamten Wasserhaltungsbetrieb gefährden, wenn keine zweite Leitung vorhanden ist. In der zur Verfügung stehenden Pumppause muß dann die *Reinigung* der Steigleitung vorgenommen werden. Hierzu empfehlen sich besonders an einer Welle um 100g versetzte Messer, die durch zwei Häspel in Richtung von oben nach unten und von unten nach oben durch die Rohrleitung gezogen werden. Durch Anordnung von Schneiden mit verschiedenen Durchmessern kann sogar mit einmaligem Durchziehen der ganze Querschnitt der Steigleitung gereinigt werden, wobei die Leitung reichlich mit Wasser zu durchspülen ist, damit ein Verstopfen vermieden wird[2].

A. Kreiselpumpen

27. — Wirkungsweise. Die Wirkungsweise der Kreisel- (Schleuder-, Zentrifugal- oder Turbo-) Pumpen beruht darauf, daß ein Schaufelrad

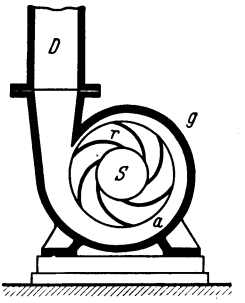


Abb. 511. Kreiselpumpe ohne Leitschaufeln. *S* Saugrohr; — *r* Schaufelrad; — *a* Auslauf; — *D* Steigleitung; — *g* Gehäuse

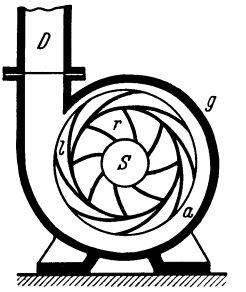


Abb. 512. Kreiselpumpe mit Leitschaufeln. *l* Leitschaufeln

das Wasser axial ansaugt und annähernd tangential fortschleudert. Eine solche Pumpe arbeitet nach dem gleichen Prinzip wie der Schleuderlüfter. Solche Pumpen pflegen für niedrige Druckhöhen bis etwa 15 m WS einstufig und ohne Leitrad, aber mit Spiralgehäuse und konisch erweitertem Stutzen, der als Diffusor dient, gebaut zu werden (Abb. 511). Wegen ihrer geringen Druckhöhe bezeichnet man sie als Niederdruckkreiselpumpen. Mitteldruck- (bis rd. 50 m WS) und Hochdruckkreiselpumpen (über 50 m WS) erhalten hinter dem Laufrad noch feststehende Leitschaufeln (Abb. 512),

[1] Wittwer, H.: Betriebserfahrungen, Leistung und Gedinge beim Ein- und Ausbau von Schachtleitungen. Glückauf 1955 S. 819.

[2] Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1941, H. 1, S. 18.

denen die Aufgabe zufällt, Verluste bei der Umsetzung der kinetischen Energie in Druckenergie zu verringern oder zu vermeiden. Kreiselpumpen mit eingebautem Leitrad werden auch als Turbopumpen bezeichnet. Es ist dies die übliche Bauart für die im Untertagebetrieb gebrauchten Kreiselpumpen.

Der von dem Schaufelrad erzeugte Druck wächst mit dem Quadrat der Umfangsgeschwindigkeit. Die Druckhöhe beträgt bei den meist üblichen Umfangsgeschwindigkeiten des Rades von 35—50 m/sek etwa 70—140 m WS. Das spezifische Gewicht des Wassers beeinflußt nicht die Förderhöhe.

Handelt es sich um größere Druckhöhen, so schaltet man mehrere Stufen hintereinander. Abb. 513 zeigt eine Pumpe, bei der sechs Schaufelräder

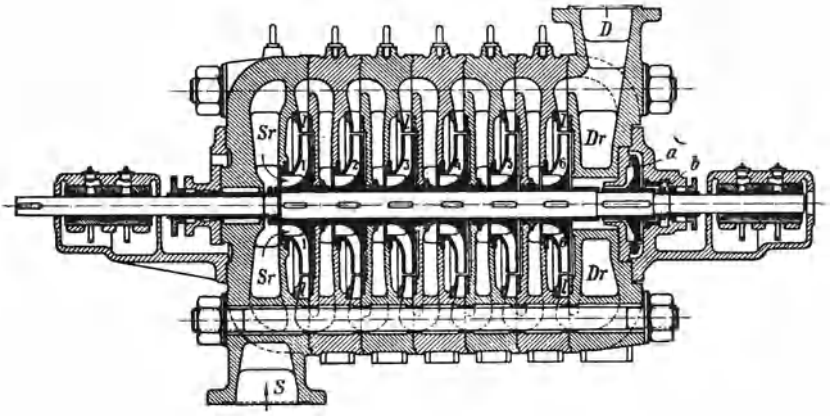


Abb. 513. Sechsstufige Kreiselpumpe

(mit *1*—*6* bezeichnet) hintereinandergeschaltet sind. Das Rad *1* saugt das Wasser axial aus der Ringsaugleitung *Sr* an und gibt ihm eine gewisse Druck- und Geschwindigkeitssteigerung. Aus den dahinter angeordneten Leitschaufeln *l* fließt das Wasser mit wieder verminderter Geschwindigkeit, aber erhöhtem Druck dem Laufrad *2* zu. In diesem wiederholt sich der Vorgang, so daß das Wasser bereits mit dem doppelten Druck die Leitschaufeln des zweiten Rades verläßt. So durchströmt das Wasser die einzelnen Räder, um aus dem Rad *6* in den Druckringraum *Dr* und aus diesem in die Steigleitung *D* überzutreten.

Je nach der Zahl der hintereinandergeschalteten Räder kann man die Druckhöhe steigern. Die Beanspruchung der Welle begrenzt die Zahl der in einem Gehäuse unterzubringenden Stufen. Die Anordnung von 8 bis 12 Stufen in einem Gehäuse macht heute keine Schwierigkeiten. Mit ihnen können 8—10 m^3/min 1200 m hoch gepumpt werden. Allgemein werden bei mehr als 12 Stufen zwei Gehäuse gewählt. „Eingehäusepumpen" haben aber den Vorteil des niedrigeren Anschaffungspreises, des geringeren Platzbedarfs und der einfacheren Wartung[1]. Abb. 514 zeigt eine 5stufige Kreiselpumpe der Ruhrpumpen GmbH., Witten-Annen.

[1] Ostermann, W.: Neuere Kreiselpumpen für Hauptwasserhaltungen unter Tage. Bergbau 1931 S. 208.

28. — Besonderheiten der Kreiselpumpen. Da Kreiselpumpen im allgemeinen nicht trocken anzusaugen vermögen, müssen sie vor der Inbetriebsetzung gefüllt werden. Hierfür erhält die Saugleitung ein Fußventil. Das Füllwasser läßt man meist aus der unten durch einen Absperrschieber verschließbaren Steigleitung durch eine Umgehungsleitung überströmen.

Wenn man die Wasserlieferung der Pumpe bei gleichbleibender Förderhöhe ändern will, so geschieht dies in der Regel nicht durch Drehzahlregelung, sondern auf einfache Weise durch Betätigung eines Drosselschiebers oder eines Drosselventils in der Druckleitung. Freilich ändert sich

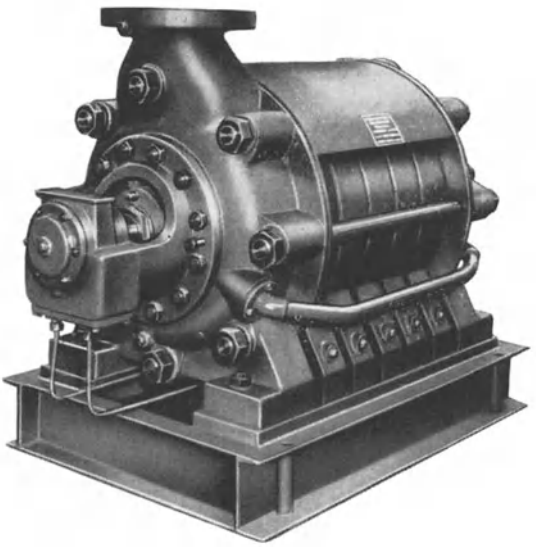


Abb. 514. Fünfstufige Kreiselpumpe

dabei auch der Wirkungsgrad der Maschine etwas, da dieser nur für eine ganz bestimmte Wassermenge am günstigsten sein kann. Immerhin kann man bei Veränderungen des Wirkungsgrades um 10% die Wasserlieferung um etwa je 20% nach oben (durch Aufheben der Drosselung) und nach unten (durch Schließen der Drossel) von der mittleren abweichen lassen.

Fremdkörper im Wasser, wie sie namentlich beim Schachtabteufen leicht in die Saugleitung gelangen, können die Wirkung der Turbopumpen stark beeinträchtigen, da die Kanäle eng sind und bei der oftmaligen Wiederholung der engen Stellen sich die Körper leicht festsetzen. Es kommt deshalb auf eine zugängliche Bauart der Pumpen an, die ein Nachsehen und Reinigen ohne allzuviel Mühe gestattet. Sand und Schlamm schaden weniger. Dagegen bilden sich bei manchen Wassern an den inneren Teilen der Kreiselpumpen leicht Ansätze, die den Querschnitt verengen und den Wirkungsgrad verringern.

Bei stark verschmutztem Wasser haben sich Kanalrad- und Schlauchradpumpen bewährt, die z. B. von der Firma Klein, Schanzlin und Becker AG., Frankenthal (Pfalz), geliefert werden (Abb. 515). Durch die weiten Förder-

durchgänge dieser Pumpenart wird ein Zusetzen oder Verstopfen der Pumpe vermieden.

29. — Der Antrieb der Kreiselpumpen. Der gegebene Antrieb für Kreiselpumpen sind die Elektromotoren, weil diese mit ihren hohen Drehzahlen ohne Zwischenmittel unmittelbar mit ihnen gekuppelt werden können. Kurzschlußläufermotoren herrschen bei weitem vor, da sie den einfachsten, betriebssichersten und auch billigsten elektromotorischen Antrieb darstellen. Der bisher größte in einer Wasserhaltung eingebaute Kurzschlußläufermotor hatte eine Leistung von 1760 kW.

Für große Wasserhaltungen pflegen bei dem üblichen Drehstrom mit 50 Perioden die Motoren 1500 Umdrehungen zu machen und 4polig gebaut zu sein. Man unterscheidet tropfwassergeschützte, spritzwassergeschützte und geschlossene Motoren mit Rohranschluß. Bei den erstgenannten sind die vorspringenden Köpfe der Ständerwicklung nur durch Schutzbleche gegen Tropfwasser geschützt, so daß wegen der offenen Bauart die Kühlluft leicht von allen Seiten herantreten kann. Bei den *spritzwassergeschützten Motoren* sind die Öffnungen in den Gehäusen für den Luftein- und -austritt so angeordnet oder mit Schutzhauben versehen, daß Spritzwasser nicht in sie eindringen kann. Auch sie entnehmen die Kühlluft aus dem Maschinenraum und entsenden sie wieder in diesen. Wo die Luft staubhaltig ist, kann sie vor Eintritt in den Maschinenraum gefiltert werden. Die *geschlossenen Motoren mit Rohranschluß* werden durch gefilterte Luft gekühlt, die durch angeschlossene Leitungen zu- und abgeführt wird. Die erforderlichen Luftmengen sind nicht unbeträchtlich; sie betragen für einen Motor von 200 kW etwa 65 m³ und für einen solchen von 1600 kW etwa 300 m³ minutlich. Die Luft erfährt im Motorgehäuse eine Erwärmung um 15—20° C.

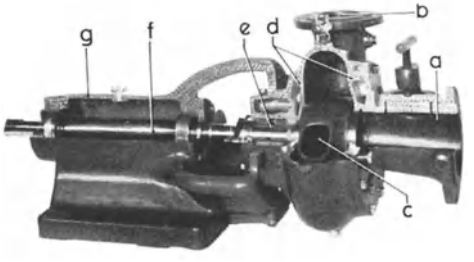


Abb. 515. Zweikanalrad-Kreiselpumpe der Fa. KSB-Amag.
a Saugstutzen; — *b* Druckstutzen; — *c* Kanalrad; — *d* Futterwände; — *e* Sperrkammerring; — *f* Welle; — *g* Wälzlagerstuhl

Im Bergbau haben sich wegen ihrer Einfachheit am besten die spritzwassergeschützten Motoren bewährt. Man legt in der Regel die Maschinenkammern so an, daß sie unmittelbar vom einziehenden Strom bewettert werden. Allerdings besteht hierzu nicht immer die Möglichkeit. Auch können einziehende Schächte zu ausziehenden werden, wenn im Laufe des fortschreitenden Abbaus eine Änderung der Wetterführung notwendig wird. Die dann zur Verfügung stehende Kühlluft ist feucht, staubhaltig und hat vielfach Temperaturen über 35°, so daß sie zur Kühlung der Motoren, auch gefiltert, nicht mehr in Frage kommt. Deshalb ist man dazu übergegangen, eine bestimmte Menge Luft im Kreislauf zu führen und durch das Grubenwasser ständig zu kühlen (*Kreislaufkühlverfahren*). Die Kühlung des Motors wird somit unabhängig von der Temperatur des Wetterstromes oder der in der Pumpenkammer befindlichen gefilterten Luft. Das Kühlwasser wird gedrosselt aus der ersten Pumpendruckstufe entnommen und durchläuft mit gleichmäßiger Geschwindigkeit ein Kühlrohrsystem, das bei stark korrodierenden Wässern aus einer besonderen Legierung hergestellt und außerdem mit einem säurefesten Anstrich an der Innenseite der Wasserkammern versehen ist. Steinausfall ist wegen der nur geringen Erwärmung des Kühlwassers nicht zu befürchten. Der Vorteil dieses Kreislaufkühlverfahrens besteht darin, daß die zur Kühlung verwendete Luft von der Luft im Pumpenraum vollkommen abgeschlossen ist und stets die gleiche Luftmenge umläuft.

30. — Die Anordnung mehrerer Kreiselpumpen in einer Pumpenkammer[1]. Für die Anordnung von nur zwei Kreiselpumpen mit ihren Motoren in einer Pumpenkammer bestehen vier Möglichkeiten. Die Maschinensätze können nebeneinander (Abb. 516a) oder in einer Achse hintereinander an-

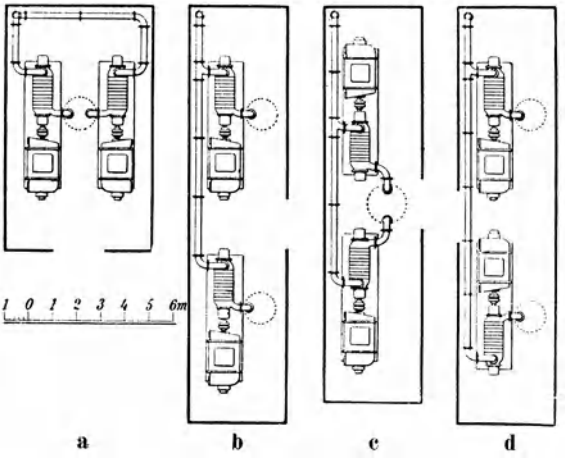


Abb. 516a—d. Verschiedene Anordnung von 2 Kreiselpumpen mit Motoren in der Pumpenkammer

geordnet werden. In letzterem Falle können die Pumpensätze in völlig gleicher Ausführung hintereinander (Abb. 516b) oder in Spiegelbildausführung mit einander ab- oder zugekehrten Pumpen (Abb. 516c u. d) aufgestellt sein. Für mehr als zwei Pumpen pflegt man die Pumpenkammern zu ver-

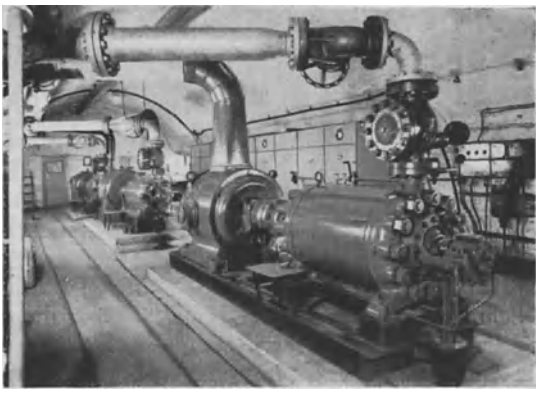


Abb. 517. Pumpenkammer mit Hochdruck-Kreiselpumpen der Fa. KSB-Amag, Frankenthal (Pfalz

längern, wobei im einzelnen sich noch eine größere Zahl von Aufstellmöglichkeiten ergibt. — Die Saug- und Druckleitungen müssen so verlegt werden, daß jede Pumpe an jede Leitung angeschlossen werden kann. Abb. 517

[1] OSTERMANN, W.: Die Aufstellung von zwei Turbopumpen in Pumpenkammern unter Tage. Bergbau 1931 S. 385.

zeigt eine Pumpenkammer mit drei Hochdruckkreiselpumpen in der Anordnung nach Abb. 516b. Die Motoren sind mit Rohranschluß versehen.

Für festes, druckfreies Gebirge wählt man gern die Anordnung nach Abb. 516a, die für stärkere Pumpen (bis zu etwa 1600 kW) eine Breite der Pumpenkammer von 6 m verlangt. Die Aufstellung ist übersichtlich und gestattet eine leichte Wartung, namentlich wenn man, um mit einem einzigen Saugbrunnen auszukommen, die Pumpen in Spiegelbildausführung aufstellt. Freilich wird man den Saugbrunnen der bequemen Reinigung wegen zweckmäßig unterteilen. Für druckhaftes Gebirge zieht man die Aufstellung der Maschinensätze hintereinander vor, bei der man sich für die angegebenen Pumpenstärken mit einer Breite des Maschinenraumes von nur 4 m begnügen kann. Die völlig gleiche Ausführung der beiden Sätze nach Abb. 516b gestattet bei zwei Saugschächten die Auswechselbarkeit aller Maschinenteile. Die Spiegelbildausführung nach Abb. 516c läßt eine etwas kürzere Maschinenkammer zu, weil beide Pumpen vom gemeinsamen Mittelraum aus ein- und ausgebaut werden können. Auch ist hier nur ein Saugschacht notwendig. Die Anordnung nach Abb. 516d schließlich bietet Vorteile, wenn zur Kühlung der Motoren gefilterte Luft verwandt wird und die Luttenleitung von der Filteranlage zu den Motoren kurz sein soll.

In der Pumpenkammer ist ferner auf die Unterbringung der Schaltanlagen Rücksicht zu nehmen. Wo des Druckes wegen eine Verbreiterung der Maschinenkammer unzweckmäßig ist, werden die Schaltanlagen in der Verlängerung der Kammer oder auch in besonderen, abseits hergestellten Räumen aufgestellt. Wegen der vielen verschiedenen Möglichkeiten sind die Schaltanlagen in den Abb. 516 nicht gezeichnet.

31. — Vergleich zwischen Kolben- und Kreiselpumpe. Die Kreiselpumpe hat sich in der *Hauptwasserhaltung* durchgesetzt, obgleich die Kolbenpumpe einen Wirkungsgrad von 84—90%, bezogen auf die ihr zugeführte Energie, erreicht, während eine gute Hochdruckkreiselpumpe nur einen solchen von 70—78% aufweisen kann. Überschlägig kann man die Antriebsleistung einer elektrisch angetriebenen Kolbenwasserhaltungsanlage mit $0{,}2\,Q \cdot H$ (kW) und einer Wasserhaltung mit Kreiselpumpen mit $0{,}25\,Q \cdot H$ (kW) berechnen (Q in m³/min, H in m)[1]. Da die Wasserhaltungspumpen in der Regel aber nur einige Stunden in Betrieb sind, fällt der schlechtere Wirkungsgrad der Kreiselpumpen weniger ins Gewicht. Anderseits wirken infolge der wesentlich höheren Anlagekosten der Kolbenpumpe die Kosten für Verzinsung und Tilgung ungünstig auf deren Wirtschaftlichkeit ein. Hinzu kommt, daß mit Rücksicht auf den größeren Raumbedarf der Kolbenpumpe auch die Herstellung der Pumpenkammer höhere Kosten verursacht und außerdem die Fundamente der Kolbenpumpe bedeutend größer sein müssen. Im übrigen ist die Betriebssicherheit der Kreiselpumpe wesentlich größer und der Aufwand für Bedienung und Pflege und der Verbrauch von Schmiermitteln geringer. Zudem läßt sich die zu fördernde Wassermenge bei Kreiselpumpen durch Einbau eines Drosselschiebers ohne erhebliche Verluste in gewissen Grenzen regeln, während eine Regelung der Fördermenge bei den Kolbenpumpen auf diese Weise nicht ohne weiteres durchführbar ist. Auch ist bei 760 Torr die Saughöhe der Kreiselpumpe mit 6—7 m größer als die der Kolbenpumpen, die 5—6 m beträgt.

Infolgedessen haben die Kreiselpumpen die Kolbenpumpen in den Hauptwasserhaltungen des Ruhrgebietes vollständig verdrängt. Ihre durchschnittliche Antriebsleistung betrug 1951 auf den Ruhrzechen 477 kW.

[1] Hoffmann, C., s. S. 515.

Anders liegt das Verhältnis auf dem Gebiete der *Sonderwasserhaltung* und bei den *Zubringerpumpen*. Hier spricht zugunsten der Kolbenpumpen, die bei der geringeren Durchschnittsleistung von 12 PS meist durch Druckluft angetrieben werden, daß sie für verschieden starke Zuflüsse durch Änderung der Spielzahl leicht einstellbar sind, dabei einer sehr geringen Wartung bedürfen und auch bei Abreißen der angesaugten Wassersäule nicht durchgehen. Nichtsdestoweniger nimmt aber auch hier die Verbreitung der elektrisch angetriebenen Kreiselpumpen zu.

B. Sonstige Wasserhebevorrichtungen

32. — Wasserhebung mittels der Fördermaschine. Die einfachste Wasserhaltung, die die geringsten Anforderungen hinsichtlich der Beschaffung besonderer Einrichtungen stellt, ist diejenige in Kübeln, Kasten oder Wasserwagen mittels der Fördermaschine.

Wenn es sich um bereits in Betrieb befindliche Gruben handelt, wendet man statt der Kübel Wasserkasten und Wasserwagen an. *Wasserkasten* können an dem Boden der Fördergestelle aufgehängt werden. Bei ersoffenen Gruben werden auch größere Kasten mit Führungsschuhen für die Leitbäume unmittelbar an das Seil an Stelle der Fördergestelle angeschlagen. Durch selbsttätige Bodenventile, die sich beim Eintauchen der Kasten in das Wasser öffnen, geht die Füllung leicht vor sich[1]. *Wasserwagen* pflegt man anzuwenden, wenn in einiger Entfernung vom Füllort des Schachtes Abhauen oder Gesenke gesümpft werden sollen. Die durch Handpumpen gefüllten Wasserwagen werden sodann zum Schacht gefahren und mit dem Förderkorb zutage gehoben. Die Entleerung der Kasten und Wasserwagen erfolgt über Bodenventile in untergeschobene Gerinne.

Die Wasserhebung mittels der Fördermaschine arbeitet in jedem Fall teurer. Sie wird deshalb, abgesehen vom Schachtabteufen, nur dann am Platze sein, wenn es sich um sehr geringe oder vorübergehende Wasserzuflüsse handelt, so daß sich die Beschaffung besonderer Pumpen nicht lohnt.

Für ersoffene Schächte hat die Wasserhebung mittels Kasten freilich noch die besondere Annehmlichkeit, daß man dem sinkenden Wasserspiegel ebenso wie dem etwa ansteigenden einfach bei Trommelförderung durch Umstecken der Fördertrommel folgen kann. In solchen Fällen hat man deshalb die Kastenförderung häufiger angewandt.

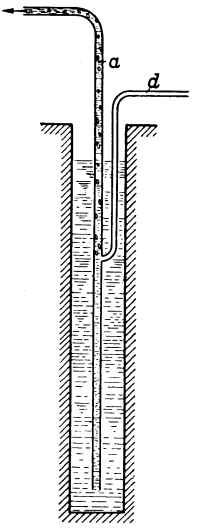


Abb. 518. Mammutpumpe

33. — Mammutpumpen[2]. Die Bauart der Mammutpumpen geht aus der schematischen Abb. 518 hervor. Diese Pumpen bestehen aus einem Steigrohr *a* und der Luftzuleitung *d*, die oberhalb der Eintauchöffnung des Steigrohrs in dieses mündet. Ihre Wirkung beruht darauf, daß die in das Steigrohr durch die Luftzuleitung *d* geführte Druckluft sich entspannt, in Form von Blasen aufsteigt und so zu einer Verminderung des spezifischen Gewichtes der Wassersäule im Steigrohr gegenüber der das Steigrohr umgebenden Wassersäule führt. Dadurch ergibt sich ein Auftrieb des im Steigrohr befindlichen Wasser-Luft-Gemischs, der das Wasser im Steigrohr hebt.

Der Druck der zugeführten Druckluft braucht nicht der Steighöhe des Wassers zu entsprechen, sondern nur der Eintauchtiefe der Druckluftleitung, um den

[1] Fritzsche, C. H.: Die Wiederaufwältigung des Schachtes Gemeinschaft des E.B.V. Glückauf 1937 S. 881.

[2] Maercks: Mammutpumpen in Grubenbetrieben. Bergbau-Rdsch. 1949 S. 68.

statischen Druck der Wassersäule zu überwinden. Ein Ansaugen des Wassers tritt bei der Mammutpumpe verständlicherweise nicht ein.

Die Förderhöhe der Mammutpumpen beschränkt sich nicht auf die dem Druckluftdruck entsprechende Höhe, d. h. also bei 5 atü auf 50 m Wassersäule, sondern kann bis zu einigen 100 m Wassersäule betragen. Die erreichbare Förderleistung ist bei jeder Förderhöhe in starkem Maße von der Eintauchtiefe abhängig[1]. Ferner ist das Verhältnis von Wassermenge zur eingeblasenen Luftmenge und die zweckmäßige Wahl des Rohrquerschnittes (bis rd. 550 mm Durchmesser) von Einfluß.

Das Verhältnis von Eintauchtiefe zu Förderhöhe (Eintauchverhältnis) sollte mindestens 0,3 sein, kann aber auf 1 steigen oder auch auf 0,1 und darunter sinken. Zugleich sinkt damit der Wirkungsgrad, der in jedem Falle gering bleibt und etwa zwischen 20 und 40% liegt. In einem Falle wurde bei einem Eintauchverhältnis von rd. 0,008 (2 m Eintauchtiefe bei 252 m Förderhöhe) mit einer Luftmenge von 40000 m^3/h noch 0,6 m^3/min gefördert. Der Wirkungsgrad betrug dabei jedoch nur 12,6%.

Der Vorteil der Mammutpumpen ist in ihrer einfachen und billigen Bauart, geringen Reparaturanfälligkeit, großen Betriebssicherheit und Unempfindlichkeit gegen schlamm- und sandhaltiges Wasser zu sehen. Man wird sie mit Vorteil dort verwenden, wo es auf schnelles Beseitigen anstehender Wassermengen mit einfachen Mitteln, z. B. beim Sümpfen von Gruben, ankommt. Auch benutzt man sie mit ausgezeichnetem Erfolg beim Honigmann-Schachtbohrverfahren und beim Lufthebeverfahren (s. Bd. I, S. 44), wo die nötige Eintauchtiefe ohne weiteres gegeben ist und es darauf ankommt, aus dem Tiefsten eines mit Wasser gefüllten Schachtes oder Bohrloches den Bohrschlamm zu fördern.

C. Die Sonderwasserhaltung

34. — Allgemeines. Die Sonderwasserhaltung hat die Aufgabe, diejenigen Grubenwasser der Wasserseige, dem Sumpf und damit der Hauptwasserhaltung zuzuführen, die auf Grund fehlenden Gefälles nicht in der Lage sind abzufließen.

35. — Die verschiedenen Pumpenarten. Die in der Sonderwasserhaltung eingesetzten Pumpenarten sind vornehmlich Schwimmer-, Kolben- und Kreiselpumpen. Daneben finden noch Membran-, Mammut- und Strahlpumpen Anwendung.

Sonderwasserhaltungspumpen müssen möglichst klein und kräftig gebaut sein. Ihre Steuergelenke sollen mit den aggressiven Grubenwässern nur wenig in Berührung kommen. Auch sollen die Saugpumpen bei Versaufen weiterarbeiten. Schließlich haben sie bei Schieflage und Sinken des Druckluftdruckes in Betrieb zu bleiben.

Die *Schwimmerpumpen* (s. z. B. Abb. 519), die je nach ihrer Füllweise Saug- oder Zulaufpumpen genannt werden, bestehen aus einem von zwei Rückschlagventilen *5*, *7* verschlossenen Kessel *1*, in den das Wasser gesaugt wird oder dem es zuläuft. Ferner haben sie einen Schwimmer *2*, der vom einfließenden Wasser gehoben wird, ein Hebelgestänge *6* und schließlich ein Druckluftsteuerventil *8* mit dem Druckluftanschluß *3*.

Bei *Zulaufpumpen* arbeitet dieses Ventil derart, daß bei gefülltem Kessel Druckluft auf den Wasserspiegel im Kessel der Pumpe wirkt und das Wasser

[1] Thein, K.: Die Sümpfung der lothringischen Steinkohlengruben während des Krieges. Glückauf 1950 S. 313; — ferner F. Pickert: Wirkungsgrad und Berechnungsgrundlagen von Druckluftwasserhebern. Dissertation TH. Berlin 1931; Z. VDI 1932 S. 638; — ferner F. Pickert: Über die Löscherpumpe. Schlägel u. Eisen 1951 S. 198.

durch die Steigleitung *4* herausdrückt. Dabei fällt der Schwimmer, und die Druckluft wird vom Druckluftsteuerventil so lange abgeschaltet, bis der Kessel wieder mit Wasser gefüllt ist. Mit dieser Pumpenart können 20 bis 400 l/min bei Druckhöhen bis zu rd. 40 m bei einem Druckluftdruck von rd. 5 atü bewältigt werden. Der Vorteil der Zulaufpumpen ist ihr selbsttätiges Arbeiten, das keiner Wartung bedarf und sie daher für Grubenbaue geeignet macht, die nicht ständig befahren werden. Außerdem ist ihr Druckluftverbrauch mit rd. 0,5—1,5 m³/min gegenüber Saugpumpen gering, da nur während des Drückens Druckluft verbraucht wird.

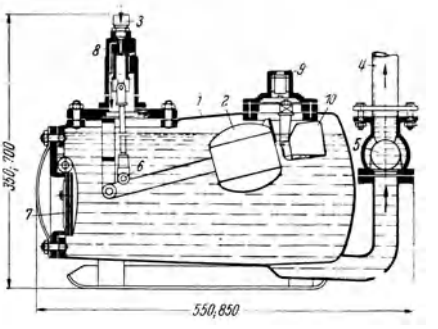


Abb. 519. Schwimmerpumpe als Zulaufpumpe

Im Gegensatz zur Zulaufpumpe wird bei der *Saugpumpe* (Abb. 520) die Druckluft so gesteuert, daß sie mit Hilfe eines Ejektors *10* das Wasser 2—3 m hoch in den Kessel der Pumpe ansaugen kann. Bei steigendem Wasserspiegel betätigt der Schwimmer das Druckluftumsteuerventil *9*, so daß die Druckluftzufuhr umgesteuert wird und wie bei der Zulaufpumpe das Wasser in die Steigleitung drückt. Bei geleertem Kessel wird die Druckluft wieder zum Ansaugen umgesteuert usf. Die Leistung der Saugpumpen beträgt 50 bis 200 l/min bei Druckhöhen bis rd. 40 m. Dem Vorteil, daß sie ohne Sumpf benutzt werden können, stehen Nachteile gegenüber, nämlich die erforderliche Bedienung, da sie sich nicht selbst abschalten, und der höhere Luftverbrauch von 1,0 bis 1,9 m³/min. Nach Möglichkeit sollte also der Zulaufpumpe der Vorzug gegeben werden. Allerdings sind Bestrebungen, auch die Saugpumpe automatisch arbeiten zu lassen, nicht ohne Erfolg geblieben[1].

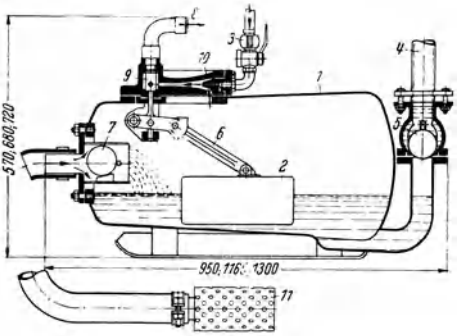


Abb. 520. Schwimmerpumpe als Saugpumpe

Die gemeinsamen Vorteile der Schwimmerpumpen sind die geringe Wartung, das Fehlen bewegter Maschinenteile und die Unempfindlichkeit gegenüber stark verschmutzten Wässern.

Der Pumpenkessel kann liegend oder stehend angeordnet werden. Für Zulaufpumpen mit liegendem Kessel genügt ein leicht herzustellendes, flaches Sumpfloch, während für Pumpen mit stehenden Kessel ein tiefes Sumpfloch angelegt werden muß. Auch die Ausnutzung des Kesselvolumens ist bei der liegenden Bauart günstiger[2], weil die Schwimmer bei gleicher Größe flacher ausgeführt

[1] GERLING, R.: Saugautomat für Vorortpumpen. Schlägel u. Eisen 1956 S. 503.
[2] GÖLLNER, D.: Druckluft-Wasserheber. Glückauf 1949 S. 605.

werden können und demzufolge mit dem zum Auftrieb notwendigen Teil nicht so hoch über dem Wasserspiegel stehen. Daher ist die Wasserfüllung größer und der Luftverbrauch geringer. Schließlich ist eine niedrige Bauhöhe der Pumpe auch in Grubenräumen mit nur geringer Höhe vorteilhaft, während sich Pumpen mit stehendem Kessel gut zum Sümpfen in Schächten eignen. Die Schwimmer können in offener oder geschlossener Bauart hergestellt werden[1].

Die vom Schwimmer ausgeübten Kräfte sind so gering, daß sie nur mittels eines Hebelgestänges das Druckluftventil betätigen können. Das Hebelgestänge ist mit dem Schwimmer den aggressiven Grubenwässern ausgesetzt und deshalb aus korrosionsbeständigem Material (Bronze, nichtrostender Stahl) angefertigt. Allerdings kann das Ventil mit seinen Hebeln zum Schutz auch außerhalb des Kessels angeordnet werden. Dies dürfte nur für Pumpen stehender Bauart empfehlenswert sein, da sie ohnehin den Nachteil größerer Bauhöhe besitzen.

Das Wasser betritt und verläßt den Kessel durch Ein- und Auslaßventile. Zum Schutz vor größeren Fremdkörpern ist vor dem Einlaßventil ein Sieb angeordnet. Bei Zulaufpumpen ist es günstig, den Einlauf möglichst groß zu wählen oder zwei Einlauföffnungen vorzusehen. Der Saugschlauch *11* der Saugpumpen soll möglichst kurz sein, da mit der Länge des Ansaugweges der Luftverbrauch der Pumpe steigt.

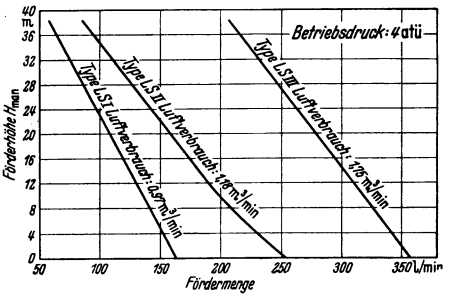


Abb. 521. Leistungsschaubild von Turmag-Saugpumpen

Letzterer und darüber hinaus die Arbeitsweise jeder Pumpe ist vom ordnungsgemäßen Arbeiten der Ventile abhängig. Diese sind so anzuordnen, daß sie sicher von dem unter Druck stehenden Wasser geschlossen werden. Nur mit Luft, also ohne Wasser, ist das Schließen der Ventile nicht möglich[2]. Die Grubenwässer sind durchweg feststoffhaltig. Um in der Pumpe Schlammansammlungen zu unterbinden, ist es am zweckmäßigsten, die Steigleitung nicht über, sondern im Kesselboden beginnen zu lassen und diesem eine Neigung in Richtung zur Steigleitung zu geben.

Schwimmerpumpen werden z. B. von den Firmen Turmag, Sprockhövel i. W., Göllner GmbH., Aachen, und F. Gründer, Essen, sowie von Pumpen-Wart in Erkrath gebaut.

Die Abb. 519 u. 520 zeigen eine Zulauf- und eine Saugpumpe der Firma Turmag. Die Zulaufpumpe befindet sich im Betriebszustand „Drücken" bei maximal füllbarem Kessel. Ein besonderes Merkmal ihrer Steuerung ist der Sperrschwimmer *10*, der mit seiner hartmetallbelegten Nase den Steuerschwimmer *2* während des Füllvorganges unter Wasser hält. Erst wenn der Sperrschwimmer von dem hochsteigenden Wasser um seinen Drehpunkt gedreht wird, gibt er den Steuerschwimmer zur Betätigung der Steuerung frei. Da der Steuerschwimmer gezwungen wird, seine ganze Bewegung unter Wasser auszuführen, steht seine volle Auftriebskraft zur Verfügung. Das Entlüftungsventil *9* dient zur Beschleunigung des Füllvorganges.

Die Saugpumpe ist im Betriebszustand „Saugen" abgebildet. Abb. 521 zeigt ihr Leistungsschaubild. Die Gewichte der Pumpen betragen je nach Größe 85 bis 135 kg.

Die Firma F. Gründer, Essen, stattet ihre Schwimmerpumpen mit *Magnetsteuerungen* aus (Abb. 522). In der höchsten Schwimmerlage reißt das Magnetsystem den Steuerhebel schlagartig an sich, der in dieser Lage das Drucklufteinlaßventil öffnet. Die einströmende Druckluft fördert das Wasser aus dem Kessel in die Steigleitung. In der tiefsten Schwimmerlage wird der Steuerhebel durch das Schwimmergewicht vom Magnetsystem abgenommen und dadurch das Drucklufteinlaßventil wieder geschlossen.

[1] Schmidt, C.: Druckluftschwimmertöpfe. Glückauf 1949 S. 268.
[2] Göllner, D.: zitiert S. 549.

Auch kleinere Kolbenpumpen werden als Vorortpumpen gebaut. Die Firma Pleiger z. B. stellt letztere als Einkolben- und Zwillingskolbenpumpen und in Abwandlung als Membranpumpen her. Für plötzliche und örtliche Wassereinbrüche eignen sich auch Mammut- und Strahlpumpen in der Sonderwasserhaltung. Zuweilen werden sie auch beim Abteufen von Gesenken eingesetzt.

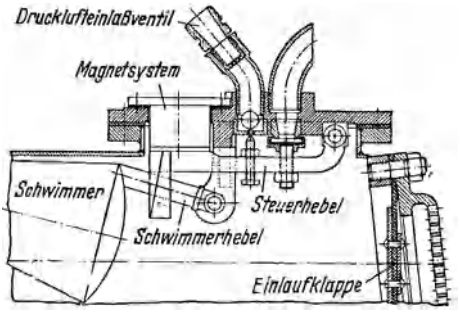


Abb. 522. Magnetsteuerung einer Schwimmerpumpe

Abb. 523. Tragbare Vorortkreiselpumpe

Eine tragbare *Vorortkreiselpumpe* ist die Druckluft-Turbopumpe der Firma Turmag (Abb. 523 u. 524). Sie besteht aus dem Turbinenteil und dem Ständer nebst Deckel und Pumpenfuß. Das Wasser sammelt sich im Pumpenfuß *1* an, wird von dem Laufrad *2* angesaugt und durch die Schlauchtülle *3* gedrückt. Die Druckluft wird dem Turbinenrad *4* durch eine Düse aufgegeben und entweicht entspannt durch den siebgeschützten Auspuff *5*. Die Kraftübertragung vom Tur-

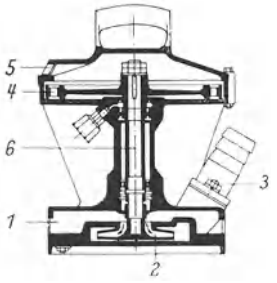


Abb. 524. Vorortkreiselpumpe im Schnitt

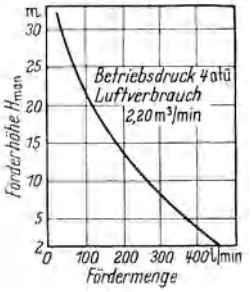


Abb. 525. Leistungsschaubild der Vorortkreiselpumpe

binenrad zum Laufrad erfolgt über eine senkrechte kugel- und rollengelagerte Welle *6*. Die Drehzahl der Turbine beträgt 3000 U/min. Die Turbopumpe ist sehr handlich (21 kg Gewicht) und braucht nur 3 cm mit ihrem Fuß ins Wasser einzutauchen. Ihr Leistungsschaubild zeigt Abb. 525.

Für stärkere Wasserzuflüsse und größere Förderhöhen, insbesondere als Zubringerpumpen für die Hauptwasserhaltung, beim Abteufen eines Gesenkes oder beim Herstellen eines Abhauens sind Pumpen höherer Leistung erforderlich. Hierzu gehören kleinere Ausführungen der schon bei der Hauptwasserhaltung besprochenen Kreiselpumpen sowie die Duplexpumpen. Sie fördern bis zu 500 l/min 200 m hoch. Abb. 526 zeigt eine Kreiselpumpe der Sonderwasserhaltung.

Die *Duplexpumpen* sind Kolben-Zwillingspumpen, bei denen jede Maschinenhälfte aus einem Druckluftzylinder mit zugehörigem Pumpenzylinder besteht. Der Kraft- und der Pumpenkolben sind durch ihre Kolbenstangen unmittelbar miteinander verbunden. Dabei besteht die Besonderheit, daß die eine Maschinenhälfte die Umsteuerung der anderen betätigt und daß die Kolben der einen Hälfte nach beendetem Hingang zur Ruhe kommen und so lange ohne Bewegung bleiben, bis die Kolben der anderen Seite ihren Weg gemacht und an dessen Schluß die Umsteuerung der anderen Seite betätigt haben. Die beiderseitigen Kolben machen also ihren Weg nacheinander mit Pausen am Ende eines jeden Hubes. Die Vorteile der Duplexpumpen sind ihr geringer Raumbedarf, ihre geringen Anschaffungskosten und ihre robuste Bauweise, die ihre Wartung vereinfacht. Allerdings haben sie einen hohen Druckluftverbrauch.

Abb. 526. Kreiselpumpe in der Sonderwasserhaltung (KSB-Amag)

D. Die Wasserhaltung beim Schachtabteufen

36. — Allgemeines. Das Auftreten von Wasser beim Abteufen eines Schachtes verursacht nicht nur unmittelbare Kosten durch Einbau und Betrieb von Pumpen, sondern auch mittelbare, da die auf der Sohle vorzunehmenden Arbeitsvorgänge erschwert werden und die Schachthauerleistung sowie die Vortriebsleistung beträchtlich sinken. Bei einem Schacht von 6 m lichtem Durchmesser z. B. verursachen Wasserzuflüsse von 100 bis 250 l/min bis zu etwa 100 m Teufe im Durchschnitt Mehrkosten von rd. 35%, 250—500 l/min rd. 50%, 500—750 l/min rd. 60% und Zuflüsse von 750—1000 l/min sogar Mehrkosten von rd. 80%.

Schon bei 200 m Teufe verschlechtert sich dieses Verhältnis immer mehr, so daß bei Zuflüssen von 750—1000 l minutlich rd. 90% Mehrkosten aufgewendet werden müssen als bei einem völlig trockenen Schacht. Bei 300 m Teufe beläuft sich dieser Satz auf über 100% usw. Bei einer Normalleistung von 1 m je Tag erschweren schon Zuflüsse von 500 l/min die Abteufarbeiten so stark, daß dieselbe Leistung im gleichen Schacht von 6 m Durchmesser erst in zwei Tagen erzielt werden kann. Diese Erfahrungen haben dazu geführt, daß man bestrebt ist, nach Möglichkeit schon bei Zuflüssen von über 200 l/min die zusitzenden Wasser durch Zementieren abzusperren.

Werden Pumpen eingesetzt, so fordern die besonderen Bedingungen des Schachtabteufens, daß sie wenig Platz einnehmen und den Querschnitt des Schachtes wenig verengen. Dementsprechend ist eine hohe Bauart zulässig, wenn nur die Grundfläche keine großen Abmessungen besitzt. Die Abteufpumpen müssen außerdem leicht tiefer gebracht und unter Umständen auch

aufwärts bewegt werden können. Am besten ist es, wenn sie nicht fest verlagert zu werden brauchen und einen so ruhigen Gang haben, daß sie an Seilen aufgehängt werden können. Erwünscht ist ferner, daß sie das Wasser möglichst in einem Satz bis zutage heben, damit nicht eine mehrfache Anordnung von übereinander befindlichen Pumpen im Schacht notwendig wird. Dabei muß unter Umständen die Wasserhaltung sehr leistungsfähig sein und soll selbst bei schlammigem, unreinem, salzigem oder saurem Wasser betriebssicher bleiben. Schließlich ist auch eine Erwärmung des Schachtes möglichst zu vermeiden. Niedrige Kosten sind im Betrieb wohl erwünscht, stehen aber beim Schachtabteufen, das doch immer nur eine beschränkte Zeit dauert, nicht an erster Stelle. Der Wirkungsgrad tritt also in den Hintergrund.

Einfach gestaltet sich die Wasserhaltung beim Schachtabteufen, falls der Schacht bereits durch eine tiefere Sohle unterfahren ist und von ihr aus durch Drehbohrmaschinen ein Bohrloch im Schachtquerschnitt hochgebracht ist, das mit 600—800 mm Durchmesser dann nicht nur der Abführung des Wassers, sondern auch der Förderung der Berge dient (s. Abschn. „Schachtabteufen").

37. — Anwendbarkeit der verschiedenen Wasserhebevorrichtungen. Bei einem Schachtdurchmesser von 4—5 m werden geringe Zuflüsse bis zu 15 l/min, ebenfalls Zuflüsse bis 30 l/min bei einem Schachtdurchmesser von etwa 6—7 m, am einfachsten durch die *Kübelförderung* selbst kurzgehalten. Zu diesem Zweck stellt man eine kleine tragbare Kreiselpumpe, wie sie in Ziff. 35 besprochen ist, auf der Schachtsohle auf, die in einen seitlich abgestellten Bergekübel das zufließende Wasser pumpt.

Sind die Wasserzuflüsse größer, so kann diese Pumpe bei einem Preßluftdruck von 5 atü 50 l/min auf 40 m Höhe fördern oder 200 l/min auf 20 m Höhe. Für diese Leistungen haben sich auch die *Saugpumpen* gut bewährt. Daneben werden *Druckluft-Duplexpumpen* bis zu einem Zufluß von 500 l/min mit Erfolg eingesetzt. Bei stark verunreinigtem Wasser kommen vielfach auch *Membranpumpen* zur Anwendung mit einer Förderleistung bis zu 800 l/min, bei einer manometrischen Förderhöhe bis zu 150 m. Diese Pumpe besitzt eine Ledermembran als Trennwand zwischen Druckluft, Steuerorganen und Flüssigkeit.

Zur Überwindung von Förderhöhen, welche größer sind als der vorhandene Betriebsdruck, kann, ähnlich einer Mammutpumpe, durch einen Strahlrohrhahn Druckluft zugeführt werden. Das geschieht z. B. bei der nach dem Prinzip der Zulaufpumpe arbeitenden Hochförderpumpe[1] der Firma Göllner GmbH., Aachen, die bis zu 200 l/min 250 m hoch zu fördern gestattet bei einem Druckluftverbrauch von rd. 7 m³/min. Zuflüsse über 200 l/min bis zu 1 m³/min werden entweder durch mit Druckluft betriebene Abteufsenkpumpen oder bis zu mehreren m³/min durch elektrische *Kreiselhängepumpen* kurz gehalten (s. Ziff. 39). Sie sind weniger empfindlich gegen schmutziges, schlammiges Wasser und lassen sich auch unempfindlich gegen salzhaltiges und saures Wasser herstellen.

---

[1] Wild, H. W.: Druckluftwasserheber für große Förderhöhen. Glückauf 1955 S. 195.

Übersteigt die Förderhöhe nur zeitweise den von einer *Kolbenpumpe* erzeugten Druck, so kann man sich beim Vorhandensein eines Kompressors dadurch helfen, daß man in die Steigleitung Druckluft einströmen läßt. Die in Blasen aufsteigende Luft vermindert das Gewicht der Wassersäule beträchtlich, so daß die Förderhöhe entsprechend steigt. Selbstverständlich ist dies Verfahren teuer. Immerhin kann es über manche beim Abteufen auftretenden Schwierigkeiten unter Vermeidung größerer Kosten hinweghelfen und deshalb angebracht sein.

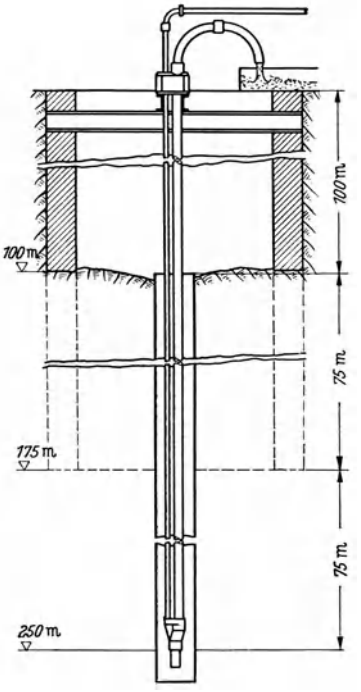


Abb. 527. Mammutpumpe beim Schachtabteufen

Die *Kreiselpumpen* erreichen ihren günstigsten Wirkungsgrad nur dann, wenn ihre Umlaufzahl, die Förderhöhe und Fördermenge in einem bestimmten Verhältnis stehen. Gerade beim Schachtabteufen kann dieses Verhältnis naturgemäß nicht eingehalten werden. Bei zu geringer Förderhöhe und Fördermenge kann man sich durch Drosseln helfen. Will man in einem solchen Fall an Energie sparen, so setzt man statt eines oder mehrerer Laufräder Blindflanschen ein, so daß nur ein Teil der Laufräder wirksam bleibt und die Pumpe mit dem jeweils besten Wirkungsgrad arbeitet. Freilich muß hierbei die Pumpe zutage gehoben und der Betrieb unterbrochen werden.

Auch *Mammutpumpen* lassen sich beim Schachtabteufen von Hand verwenden, wenn, wie dies Abb. 527 für einen bestimmten Fall[1] veranschaulicht, ein genügend tiefes Bohrloch benutzt werden kann. Um den Schacht unter den gegebenen Verhältnissen von 10 bis 175 m Tiefe im wasserführenden Gebirge niederzubringen, wurde ein Bohrloch bis 250 m Teufe hergestellt und mit gelochten Rohren von 525 mm lichter Weite verkleidet. Eine Mammutpumpe förderte sodann aus dem Bohrlochtiefsten nicht allein das zusitzende Wasser, sondern auch das mit Hacke und Spaten gelöste Gebirge, das man in das Bohrloch warf, zutage.

Ähnlich verfuhr man beim Abteufen der am Niederrhein gelegenen Schächte Walsum 1 und 2, als sich im Steinkohlengebirge Zuflüsse bis zu 2,3 m³/min einstellten[2]. Zunächst wurde ein Bohrloch von 300—400 mm Durchmesser und 100 m Teufe hergestellt, das mit Sand bis auf 30 m unter der Abteufsohle angefüllt wurde. Die eingehängte Mammutpumpe hob bei einer Eintauchtiefe von 30 m die Wasser auf eine Höhe von 60 m einer ortsfest aufgestellten

[1] Steen, Th.: Erfahrungen mit Mammutpumpen im Bergwerksbetriebe. Glückauf 1921 S. 1137.

[2] Roelen, W.: Verwendung von Mammutpumpen beim Schachtabteufen. Bergbau 1932 S. 127.

Pumpe zu. Entsprechend dem Abteuffortschritt wurde die Mammutpumpe zur Beibehaltung ihrer Eintauchtiefe gesenkt, wobei der Füllsand ohne weiteres entfernt wurde. Um Beschädigungen der Mammutpumpe bei der Schießarbeit zu vermeiden, wurde in die Bohrlochmündung ein Schutzrohr von 40 mm Wandstärke eingehängt, das 3,5 m tief in das Bohrloch reichte und noch 1,5 m über die Schachtsohle hinausragte. Im oberen Drittel war die Wandung zur Erleichterung des Abflusses der Wasser in das Bohrloch gelocht. Das Verfahren bewährte sich und stellte sich bei stark gesteigerter Abteufleistung insgesamt erheblich billiger als die Verwendung der vorher benutzten Duplex-Abteufpumpen. Auf ähnliche Weise können beim Abteufen von Gesenken die zufließenden Wasser kurzgehalten werden.

38. — Besondere Vorkehrungen an Abteufpumpen. Die Notwendigkeit des Senkens der Abteufpumpen während des Betriebes macht über Tage besondere Vorkehrungen für die Energiezufuhr und für den Wasserausfluß notwendig.

Bei den elektrisch angetriebenen Pumpen stellt die *Energiezuleitung* keine Schwierigkeit dar, da das auf Rollen gewickelte Kabel leicht nachgelassen werden kann. Bei Druckluftpumpen aber muß man in die Druckluftleitung ein Stopfbüchsenrohr einschalten, das sich auf eine gewisse Länge ausziehen läßt. Bei kleineren Pumpen verbindet man statt dessen die Druckluftleitung über Tage mit der Schachtleitung durch einen längeren Schlauch. Um ein Auf- und Niederbewegen des Ausflußrohres möglich zu machen, läßt man die Steigleitung in einiger Höhe über einem Abflußgerinne ausgießen.

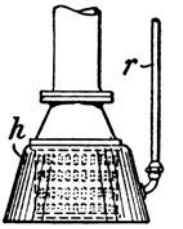


Abb. 528. Saugkorb

Der *Saugkorb* ist beim Schachtabteufen sorgfältig gegen den Eintritt von Verunreinigungen zu schützen. Abb. 528 zeigt einen Schutz gegen schwimmende Stoffe wie Holzspäne u. dgl.[1]. Die mit der Atmosphäre durch ein Rohr r in Verbindung stehende Haube h umschließt den Saugkorb. Sinkt der Wasserspiegel unter die Eintrittsstelle des Rohres r, so tritt Luft in die Haube, und das Pumpen hört auf.

39. — Die Sümpfung ersoffener Gruben hat insofern mit der Wasserhaltung beim Schachtabteufen Ähnlichkeit, als zunächst die Pumpen leicht senkbar im Schacht selbst untergebracht werden müssen. Die Schwierigkeiten der Sümpfung sind nicht groß, wenn die Wasserzugänge gering sind und die Grube nur durch das Fehlen genügender Pumpeinrichtungen oder deren Versagen unter Wasser gekommen ist. In solchen Fällen wendet man beliebige *Abteufpumpen* an, bis man die tiefste Sohle erreicht hat und hier eine endgültige Wasserhaltung in Betrieb bringen kann.

Auch ist das Sümpfen mit *zylindrischen Tauchgefäßen* bei Teufen bis 300 m üblich, wobei diese entweder für sich am Seil oder unter dem Förderkorb befestigt werden. Bei der Wiederaufwältigung des Schachtes Gemeinschaft des Eschweiler Bergwerksvereins[2] erfolgte z. B. das Sümpfen mit Hilfe zweier Tauchgefäße, die sich ohne Führungsseil frei im Schacht mit einer Geschwindigkeit von 2—3 m/sek bewegten. Über Tage wurden diese zylindrischen Tauchgefäße mit rd. 1 m³ Inhalt durch ein Bodenventil in einen Wasserwagen entleert. Der besondere Vorteil dieses Verfahrens besteht darin, daß alle erforderlichen Einrichtungen, an Seilen

[1] Koneczny: Betriebserfahrungen mit Zentrifugalpumpen. Montan. Rdsch. 1915 S. 531.

[2] Fritzsche, C. H.: Die Wiederaufwältigung des Schachtes Gemeinschaft des E. B. V. Glückauf 1937 S. 881.

aufgehängt, entsprechend dem Wechsel des Wasserspiegels oder dem Vorrücken des Abteufens gehoben oder gesenkt werden können.

Häufig macht die Unterbringung der Pumpeneinrichtungen im Schachtquerschnitt Schwierigkeiten. In der Regel steht ja nicht die gesamte Schachtscheibe zur Verfügung, da ein oder mehrere Trumme für das Einhängen der Maschinenteile der später einzubauenden, ortsfesten Wasserhaltung und für sonstige Förderzwecke frei gehalten werden müssen. Man greift in solchen Fällen gern auf Pumpen der gedrängtesten Bauart (z. B. auf Mammutpumpen) zurück, die zudem oft die schnellste und einfachste Hilfe darstellen, wenn die nötige Eintauchtiefe vorhanden ist und Druckluft in ausreichender Menge zur Verfügung steht. — Eine Spitzenleistung beim Einsatz von *Mammutpumpen* hat man bei der Sümpfung lothringischer Kohlengruben erzielt[1]. So wurden bei der Sümpfung der Merlenbach-Schächte, denen 32—35 m³ Wasser minutlich zufließen, drei Mammutpumpen eingesetzt. Sie lieferten bei einer Eintauchtiefe von 60 m insgesamt 90 m³ Wasser minutlich auf eine Förderhöhe von 120 m und 40 m³ auf 335 m Förderhöhe. Der Druckluftverbrauch belief sich auf stündlich 150000 m³ angesaugter Luft. Durch sorgfältige Bemessung des erforderlichen Rohrquerschnittes wurde der günstigste Wirkungsgrad im Verhältnis von Luftmenge zur Wassermenge erzielt und ein reibungsloser und wirtschaftlicher Verlauf der Sümpfungsarbeiten erreicht.

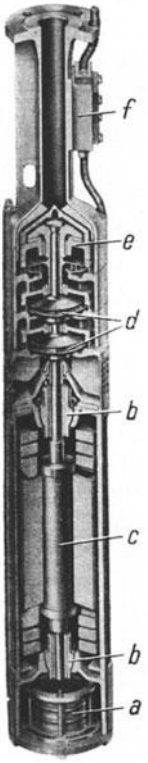


Abb. 529. Tauchkreiselpumpe.
a Wasserfilter; — *b* wassergeschmierte Gleitlager; — *c* Motor; — *d* Schaufelräder; — *e* Traglager; — *f* Klemmenkasten

Ferner eignen sich für eine Leistung bis zu etwa 8 m³/min auch *Unterwasserpumpen* der Firmen Siemens-Schuckertwerke in Berlin (Abb. 529), Klein, Schanzlin u. Becker, Frankenthal (Pfalz), u. a., die wegen ihrer schlanken Bauart auch zu mehreren Pumpen gleichzeitig in den ersoffenen Schacht eingehängt werden können und deren Besonderheit darin besteht, daß sie unter Wasser arbeiten können. Diese Unterwasserpumpen sind ein- oder mehrstufige *Tauchkreiselpumpen*, auf welche die frei tragende Steigleitung aufgesetzt wird. Die Ständerwicklung des Motors wird vom Wasser umspült (Naßläufer) und dadurch gekühlt. Durch Seilwinden werden die Tauchpumpen entsprechend dem sinkenden Wasserspiegel nachgelassen.

Bei stärkeren Wasserzuflüssen in tiefen Gruben muß man absatzweise sümpfen, indem man seitlich des Schachtes auf einer vorhandenen oder zu diesem Zweck neugeschaffenen Zwischensohle *ortsfeste Wasserhaltungsanlagen* aufstellt, denen die Hängepumpen auf eine verhältnismäßig niedrige Druckhöhe zuzuheben haben. Läßt sich, wie z. B. in Tübbingschächten, eine solche Zwischensohle nicht einrichten, so kann eine ortsfeste Pumpe auf einer Bühne im Schacht eingerichtet werden.

[1] v. BERNSTEIN u. PICKERT: Der Einsatz von Mammutpumpen bei der Sümpfung der lothringischen Kohlengruben. Bergbau 1941 S. 201.

III. Die Überwachung und die Kosten der Wasserhaltung

40. — Die elektronische Steuerung und Fernüberwachung[1]. Für elektrische Pumpen kleiner bis mittlerer Leistung von etwa 3—30 kW, die der Zwischensohlenwasserhaltung, Zubringerwasserhaltung, Revierwasserhaltung sowie der Kurzhaltung der Wässer in Haupt- und Blindschachtsümpfen, in Bergebrechanlagen und Kammern dienen, ist es zweckmäßig, sich automatisch arbeitender elektronischer Schaltgeräte zu bedienen. Mit ihnen können nahezu alle Aufgaben, die bei der Steuerung der Pumpen auftreten, gelöst und gleichzeitig Lohn- und Energiekosten eingespart werden. Auch das Anlegen größerer Sümpfe ist nicht notwendig. Selbst bei starkem Zufluß genügt ein Sumpfloch. Schließlich ist von Vorteil, daß die Wasser sich nicht ansammeln und versickern oder verdunsten können, sondern sofort weitergepumpt werden.

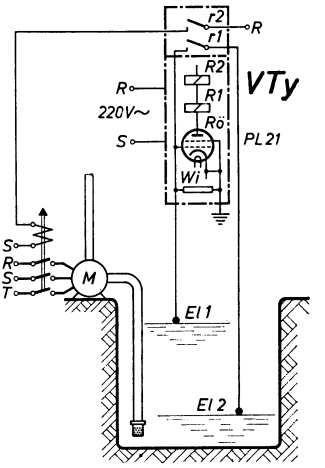


Abb. 530. Elektronische Pumpensteuerung

Abb. 530 zeigt ein einfaches Anwendungsbeispiel einer Pumpensteuerung mit Hilfe des elektronischen Schaltgerätes der Firma Funke & Huster, Essen.

Die Steuerung besteht aus dem druckfest gekapselten Schaltgerät, zwei Elektroden, die in verschiedener Höhe in den Sumpf gehängt werden sowie dem Erdleiter. Die Elektroden sind mit dem Gitter einer Schaltröhre (Thyratron) verbunden. Dieser sog. Gitterstromkreis ist eigensicher. Explosible Gemische können also durch ihn nicht gezündet werden, da seine Steuerenergie unter der notwendigen Mindestzündenergie liegt.

Mit dem Wasserzufluß steigt der Wasserspiegel im Pumpensumpf und berührt zuerst die untere abgeschaltete Elektrode *El 2* und dann die obere unter Sperrspannung stehende Elektrode *El 1*. Jetzt wird die Sperrspannung am Gitter der Schaltröhre zur Erde hin abgebaut, dadurch das Thyraton gezündet und die beiden am Anodenstromkreis liegenden Relais (*R 1*, *R 2*) erregt. Ein Relais schaltet die Schützspule des Pumpenmotors ein, das andere schaltet die untere Elektrode *El 2* an das Gitter, die jetzt an Stelle der wasserfreien Elektrode *El 1* die Verbindung vom Gitter zur Erde aufrechterhält. Die Sperrspannung kann erst wieder am Gitter wirken, wenn auch die untere Elektrode *El 2*, die den tiefsten Wasserstand anzeigt, freigepumpt ist. Die Relais werden dann spannungslos und der Pumpenmotor wird über das Schütz ausgeschaltet.

Das Schaltgerät braucht sich nicht unmittelbar neben dem Pumpenmotor zu befinden, sondern kann in näherer oder weiterer Entfernung, z. B. im Transformatorenraum, arbeiten. Daraus ergibt sich auch die Möglichkeit, den Betrieb der Pumpen durch elektronische Fernanzeige und Fernmessungen von einer Zentrale (z. B. Telefonzentrale unter oder über Tage) zu überwachen. Störungen werden z. B. durch optische und akkustische Anzeiger gemeldet. Es können Entfernungen bis zu mehreren Kilometern überbrückt werden, wenn nur die Eigen-

[1] Schnier, G.: Pumpensteuerungen. Mitt. der Funke & Huster-Elektrizitätsgesellschaft mbH. Essen, Sept. 1956, Heft 3.

sicherheit der Anlage erhalten bleibt. Sie ist von der Kapazität der Leitung abhängig. In Verbindung mit dem Gerät der Firma Funke & Huster ist die Kapazität auf höchstens 1,5 μF beschränkt. Die Eigensicherheit macht die ganze Anlage sehr billig, denn statt teurer Kabel werden gewöhnliche Telefonleitungen benutzt. Auch Fernmengenmesser und Wasserstandsfernanzeiger können vorgesehen werden.

41. — Wassermengenmessung. Für die Sicherheit des Grubengebäudes ist eine planmäßige Überwachung der Wasserzuflüsse von großer Wichtigkeit. Diese Überwachung erstreckt sich nicht allein auf die Ermittlung der gesamten geförderten Wassermenge über Tage, sondern es muß vielmehr auch zur richtigen Beurteilung festgestellt werden, von welcher Stelle die Grubenwasser unter Tage zufließen und wie stark die einzelnen Zuflüsse sind. Zweckmäßig werden in den einzelnen Strecken an geeigneten Punkten Meßstellen

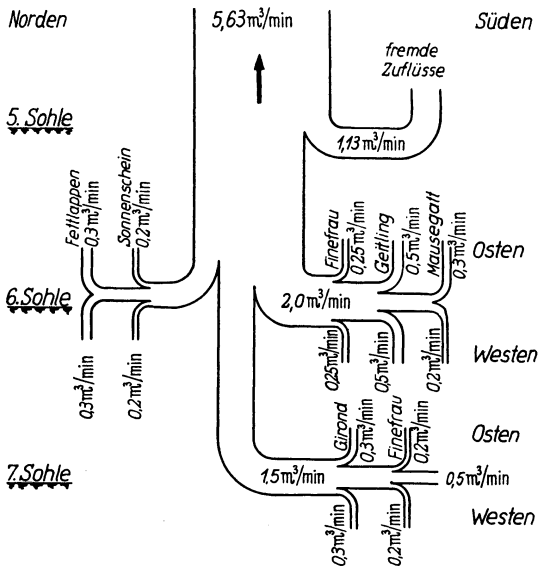


Abb. 531. Grubenwasserstrombild

eingerichtet, an denen die Zuflüsse mindestens einmal im Monat gemessen werden. An Hand der Meßergebnisse, die durch Wasseranalysen ergänzt werden, gibt ein besonders aufgestelltes *Grubenwasserstrombild* einen klaren Überblick der Wasserverhältnisse der Grube und ermöglicht eine sichere Beurteilung ihrer jeweiligen Veränderungen (Abb. 531).

Insbesondere läßt sich aus einem Strombild deutlich ersehen, wie sich die Grubenwasserzuflüsse auf die einzelnen Sohlen verteilen und wo deshalb der günstigste Standort der Hauptwasserhaltung zu wählen ist. Nach Abb. 531 sollte der günstigste Standort die 6. Sohle sein, da andernfalls 4,13 m³/min zur 7. Sohle herabgelassen werden müßten[1]. Ferner wird ersichtlich, wie groß in den einzelnen Abbauen die Zuflüsse sind und ob bei einem Abbau auf tieferen Sohlen größere Mengen Grubenwässer nach unten

[1] SEMMLER, W.: Das Grubenwasserstrombild in der bergmännischen Wasserwirtschaft. Bergfreiheit 1956 S. 275.

gezogen werden können. Dies ist auf der 7. Sohle schon erfolgt bzw. noch zu erwarten. Es sollten also Maßnahmen getroffen werden, auf der 6. Sohle die Grubenwässer zu halten.

Eine Ermittlung der geförderten Wassermenge über die für die Wasserhaltung verbrauchten kWh, wonach vielfach heute noch die geförderte Wassermenge errechnet wird, ist ungenau, da die Schieber undicht, die lichte Weite der Steigleitung durch Verkrustung verengt sein können und der Wirkungsgrad der Pumpen nachlassen kann. Brauchbare Ergebnisse erzielt man nur durch Messung der tatsächlich geförderten Wassermenge. Am einfachsten kann eine solche Messung durch *Meßbehälter* oder *Gerinnemesser* vorgenommen werden, die meist über Tage in der Nähe der Rasenhängebank eingebaut werden. Die Messung im Behälter kann nur unterbrochen vorgenommen werden, indem die Zeit ermittelt wird, in der das

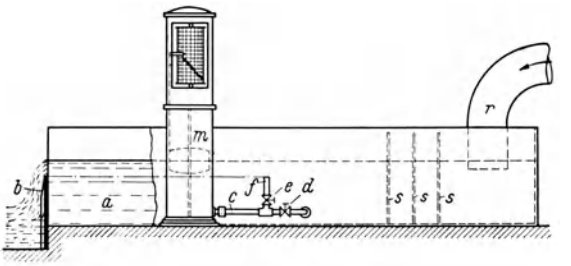


Abb. 532. Gerinnemesser

ausfließende Grubenwasser einen Betonmeßzylinder von bestimmtem Inhalt füllt. Eine ständige Überwachung der Ausflußmenge gewährleistet der Gerinnemesser, der in Abb. 532 schematisch dargestellt ist.

Die zu messende Wassermenge fließt durch das Rohr *r* dem Gerinne zu. Nach Beruhigung des Wasserspiegels durch mehrere in den Wasserstrom eingebaute Siebe *s* fließt das Wasser durch den söhlig gelagerten Gerinneteil *a* und fällt über die Überfallschneide *b* nieder, wobei die Höhe des Wasserstandes über der Schneide einen Maßstab für die abfließende Wassermenge bildet. Man kann solche Messer selbstschreibend einrichten, wobei das aus Schwimmer und Schreibtrommel bestehende Meßgerät *m* in der Rinne selbst oder nach Abb. 532 daneben Aufstellung findet. In letzterem Falle wird es durch eine Rohrleitung *c* mit dem Hahn *d* mit dem Gerinne verbunden. Ein durch Hahn *e* absperrbares Standrohr *f*, dessen Oberkante auf gleiche Höhe mit der Überfallschneide abgeglichen wird, dient dazu, die Nullstellung des Schreibgeräts nach zeitweiliger Absperrung des Zuflusses zu überwachen. Um dies zu tun, wird Hahn *d* geschlossen und Hahn *e* geöffnet. Das im Schwimmerrohr befindliche Wasser fließt dann bis zur Höhe des Überfalls durch das Rohr *f* ab, und der Schreibstift muß die Nullinie erreichen.

Die genaueste und ununterbrochene Wassermessung erfolgt dagegen in den Druckleitungen selbst, in denen als Meßdruckgeber eine Meßblende, Meßdüse oder ein Venturirohr verwandt und der Druckunterschied beiderseits des Meßdruckgebers hydraulisch auf den Meßapparat übertragen wird[1].

42. — Kosten der Wasserhaltung. Die Kosten der Wasserhaltung setzen sich aus den Energiekosten, den Kosten für Verzinsung und Tilgung

[1] HOFFMANN, C.: Lehrbuch der Bergwerksmaschinen, 5. Aufl. Berlin/Göttingen/Heidelberg: Springer 1956.

des Anlagekapitals zusammen sowie aus den Kosten für Wartung und Instandsetzung, wobei die Energiekosten den Hauptteil ausmachen.

Für die *Hauptwasserhaltung* kommt als Antriebsenergie fast ausschließlich der elektrische Strom in Frage, dessen Kosten je nach Größe, Art und Zustand der Energieerzeugungsanlage bei Steinkohlenzechen zwischen 5 und 7 Dpf/kWh liegen, auf Erzgruben dagegen 5—10 Dpf/kWh und mehr betragen. Bei diesen Strompreisen kann man damit rechnen, daß die Hebung von 1 m^3 Wasser je Minute um 100 m Höhe Kosten von etwa 3—6 Dpf verursacht. Diese Zahlen gelten für Förderhöhen bis 500 m. Bei größeren Förderhöhen steigen die Hebungskosten stark an. Weiter verdienen die Kosten der *Sonderwasserhaltung* Beachtung, die im Steinkohlenbergbau die gleiche Höhe wie die Kosten der Hauptwasserhaltung erreichen und diese sogar überschreiten können. Die mit der Wasserhebung verbundenen Kosten belaufen sich im Ruhrbergbau auf etwa 0,30 DM/m^3 gehobenen Wassers oder 0,40 DM/t Kohle.

Von nicht zu vernachlässigender Bedeutung sind weiterhin die sonstigen Aufwendungen innerhalb der Wasserhaltung. Sie entstehen als Mehrkosten bei allen Arbeiten infolge größerer Unfallhäufigkeit und Leistungsabfall, bei der Aufrechterhaltung von Strecken in tonigen Gesteinsschichten, die durch Wasseraufnahme ihre Standdauer einbüßen, bei Senkungsarbeiten, bei erhöhtem Verschleiß an Ausbau, Gestänge, Rohrleitungen, Lutten, Fördermitteln, elektrischer Installation u. a. m., bei der Herstellung und Unterhaltung der Wasserseigen, bei der Ausgabe von wasserdichter Kleidung und bei der Gewährung von Wassergeldzulagen. Ferner erfordern Dammtore, Wasserdämme, Abdichtungsarbeiten, Imprägnierungen und die Klärung der Grubenwässer über Tage zusätzliche Ausgaben[1].

[1] Semmler, W.: Die Grubenwasserzuflüsse im Ruhrbergbau und die mit ihrer Bewältigung verbundenen Kosten. Bergbau-Rdsch. 1956 S. 335.

Zwölfter Abschnitt

Grubenbrände und Gasschutzgeräte

I. Grubenbrände

A. Entstehung und Verhütung von Grubenbränden

1. — Gefährdung der Gruben durch Brände über Tage. Brände über Tage in der Nähe von Einziehschächten können der Grube dadurch gefährlich werden, daß Brandgase in die Grubenräume treten oder daß sich der Brand in die Grube hinein fortpflanzt.

Um das zu verhüten, müssen Schachtgebäude und Fördergerüst aus unbrennbaren Baustoffen hergestellt und Tagesschächte möglichst mit unbrennbarem Material ausgebaut sein. Ferner muß der Umkreis von wenigstens 20 m um den Einziehschacht von leicht entzündlichen Stoffen und feuergefährlichen Gebäuden frei gehalten werden. Alle einziehenden Schächte sind mit Brandklappen od. dgl. zu versehen, die bei Ausbruch eines Brandes über Tage leicht geschlossen werden können.

2. — Bedeutung und Arten der Brände unter Tage[1]. Ganz abgesehen von den wirtschaftlichen Verlusten, die jeder Brand für die betroffene Grube mit sich bringt, sind durch sie auch häufig Menschen in großer Zahl umgekommen. Der folgenschwerste Brand war der auf der Kohlengrube Marcinelle in Belgien, der sich im Jahre 1956 ereignete und 257 Todesopfer forderte. Mehrfach ist es auch vorgekommen, daß sich im Anschluß an einen Grubenbrand, durch diesen ausgelöst, eine Schlagwetter-, Brandgas- oder eine kombinierte Schlagwetter-Brandgasexplosion ereignete. Das schwerste Unglück dieser Art in der letzten Zeit fand 1950 auf der Zeche Dahlbusch statt; es forderte 78 Tote. Im Laufe der Abdämmungsarbeiten mußten 40% des Grubengebäudes abgedämmt werden.

Man kann die Grubenbrände einteilen in:
1. verdeckte Brände und 2. offene Brände.

Unter *verdeckten Bränden* oder Flözbränden versteht man Grubenbrände, die in abgeworfenen oder gestundeten Abbaubetrieben oder im Versatzfeld noch in Betrieb befindlicher Abbaue auftreten. Sie entstehen ausschließlich durch Selbstentzündung und kommen hauptsächlich auf Stein- und Braunkohlengruben vor, finden sich aber auch auf Schwefelkies- und Kupferkies-

[1] Bredenbruch, E.: Entstehung und Verhütung von Grubenbränden. Glückauf 1954 S. 393; — ferner F. Dohmen: Frühzeitiges Erkennen und Abdämmen eines Grubenbrandes sowie hieraus gewonnene neue Erkenntnisse. Glückauf 1949 S. 784; — ferner K. Hatzfeld: Handbuch der Grubensicherheit. Berlin: Verlag Technik 1955.

gruben. Etwa 80% aller Brände überhaupt sind auf Selbstentzündung zurückzuführen.

Die *offenen Brände* unter Tage können insbesondere Zimmerungsbrände in Schächten, Strecken und anderen Räumen oder auch Firstenbrände sein. Hierzu gehören auch Brände an Gummigurtförderern[1]. Gefährlich sind vor allem Schachtbrände. Das für den Einbau (Einstriche, Spurlatten) verwandte Holz bietet dem Feuer reichlich Nahrung. Die senkrechte Richtung der Schächte begünstigt die schnelle Ausbreitung der Flammen nach oben oder unten, so daß in kurzer Zeit der Brand eine große Ausdehnung erreicht haben kann. Besonders gefährlich wird der Brand in einem einziehenden Schacht oder in einer einziehenden Hauptstrecke, da alsdann die giftigen Brandgase sich bis zur Umkehr des Wetterstromes weit verbreiten, so daß die ganze Belegschaft oder doch wenigstens diejenige einer größeren Abteilung in Gefahr kommt.

3. — Entstehung der verdeckten Brände. Die *Selbstentzündung* beruht auf der Eigenschaft frisch entblößter Kohle, den Sauerstoff der Luft bis zu einem gewissen Grade aufzunehmen und chemisch mit ihm zu reagieren. Als Folge dieses Vorganges bildet sich unter Kohlensäureerzeugung Wärme und von einer bestimmten Temperatur ab (rd. 100° C) auch **CO**. Die eintretende Temperaturerhöhung begünstigt die weitere Verbindung zwischen Kohlenstoff und Sauerstoff, so daß die Erwärmung fortschreitet und unter Umständen bis zur Selbstentzündung gehen kann. Die Erhitzung nimmt mit der luftberührten Oberfläche der Kohle zu, ist also bei klüftiger Kohle größer als bei kluftfreier, bei poröser stärker als bei dichter Kohle und besonders groß bei Feinkohle. Aber auch von Natur feste Kohle kann, wenn sie durch Druck oder auf sonstige Weise zermürbt oder zerkleinert wird, brandgefährlich werden.

Mittelbar kann auch der in der Kohle vorhandene Schwefelkies an der Selbstentzündung der Kohle mitwirken. Seine Oxydation ist mit einer Volumenzunahme verbunden, infolge deren die feste Kohle auseinandergetrieben wird. Auf den sich öffnenden Rissen findet der Sauerstoff Wege, in die Kohle einzudringen, so daß er das Werk der allmählichen Oxydation um so leichter vollbringen kann, als durch seine Einwirkung auf den Schwefelkies eine geringe Erwärmung bereits eingetreten ist.

Von der schwedischen Erzgrube Falun wird berichtet[2], daß in einer alten Bruchzone die pyritischen Erze, bedingt durch die Zermürbung und den Druck, einer so starken Oxydation unterliegen, daß in einem Feld Temperaturen über 50° gemessen wurden. Besondere Oxydationsbedingungen lassen vermuten, daß im Oxydationsherd Temperaturen vorliegen, die bis zur Flammtemperatur des Holzes (200—300° C) und des Minerals (500 bis 600° C) steigen und damit einen Grubenbrand auslösen können.

Da bei der Selbstentzündung Sauerstoff die Hauptrolle spielt, ist eine gewisse Bewetterung des Erwärmungsherdes die Vorbedingung für die Ein-

[1] Passmann, B.: Entstehung von Bränden an Gummiförderbändern. Glückauf 1951 S. 1191; — ferner B. Passmann: Die Verhütung von Bränden an Gummiförderbändern. Glückauf 1952 S. 876.

[2] Bergholm, A.: Die Oxydation von Pyrit und der mögliche Einfluß auf die Entstehung von Grubenbränden. Jernkont. Ann. 139 S. 531/549.

leitung der Erwärmung. Auch muß die Sauerstoffzufuhr andauern, damit die bereits gebildete Kohlensäure durch frischen Sauerstoff ersetzt werden kann. Stockt der Sauerstoffzufluß, so stockt auch die Oxydation, und die weitere Erwärmung hört auf. Eine starke Bewetterung wirkt ebenfalls hemmend auf die Selbstentzündung, weil ein lebhafter Wetterstrom die entstehende Wärme aufnimmt und fortführt. Infolge der schnellen Abkühlung kann dann in der Kohle keine gefährliche Temperaturerhöhung eintreten.

Aus dem gleichen Grunde erklärt sich die wichtige Tatsache, daß der Brand nicht unmittelbar an der Oberfläche, sondern im Innern der Kohlenmasse ausbricht. Ebenso kann ein verdeckter Brand nur entstehen, wenn die Kohle in größeren Massen vorhanden ist. Handelt es sich um kleinere Kohlenmengen, so ist die Wärmeabgabe an die Umgebung zu stark, und die Wärmeerzeugung reicht nicht aus, die Kohle zum Brennen zu bringen. Je dünner die Flöze sind, um so weniger neigen sie zum Brand.

Die Vorbedingungen für die Entstehung von Grubenbränden durch Selbstentzündung — nämlich mürbe, poröse Kohle in größeren Mengen, eben genügende, aber nicht mehr kühlende Bewetterung — finden sich am häufigsten im Alten Mann. Bei flacher Lagerung ist dies besonders in mächtigen Flözen der Fall, in steiler Lagerung auch in Flözen mittlerer Mächtigkeit. Ausschlaggebend ist dabei die Möglichkeit des Luftzutritts zu stehengebliebener oder noch nicht abgebauter Kohle. Beim Pfeilerbruchbau und ähnlichen Abbauverfahren muß stets mit Abbauverlusten durch zurückbleibende Kohlenbeine gerechnet werden.

Aber auch beim Abbau in Scheiben oder Bänken von unten nach oben ist die Gefahr groß, da durch den Abbau der unteren Scheiben die in den oberen Scheiben noch anstehende Kohle absinkt, rissig wird und auf diese Weise Wege für den Luftzutritt geöffnet werden. Ähnliches gilt bei Strebbruchbau, wenn in den hereinbrechenden Dachschichten ein oder mehrere Kohlenflöze oder Kohlenschmitzen anstehen. In steiler Lagerung sind auch schon Flöze mittlerer Mächtigkeit gefährdet, da der Versatz in ihnen nur langsam zusammengedrückt wird und Kurzschlußwetterströme zurückgebliebene Kohle oder angebaute Brandschieferpacken u. dgl. entzünden können. Auch Überschiebungszonen mit starker Anhäufung von Kohle und Störungszonen, deren Kohle nicht abgebaut werden kann, müssen als besonders gefährlich angesehen werden. Es ist dies um so mehr der Fall, als sich der Gebirgsdruck auf solche Kohlenpfeiler konzentriert und die Kohle zerdrückt.

Im Ruhrgebiet entfielen von 236 Grubenbränden der Jahre 1947—1953 allein 157, das sind 66,5%, auf verdeckte Brände.

4. — Bekämpfung der Gefahr der Selbstentzündung. In Flözen, die zur Selbstentzündung neigen, soll man die für die Aus- und Vorrichtung, Wetterführung und Förderung dienenden Strecken, wenn möglich, außerhalb der Lagerstätte auffahren. Der Abbau selbst ist innerhalb jedes Vorrichtungsabschnitts schnell und vollständig durchzuführen, wobei für Luftabschluß des abgebauten Raumes zu sorgen ist. Abgebaute Feldesteile sind durch wetterdichte Dämme gegen die übrigen Grubenbaue abzuschließen.

Von den Abbauverfahren ist zur Verhütung von Flözbränden am besten der Strebbau und der Stoßbau geeignet. Am gefährlichsten erweist sich der Pfeilerbau, weil bei ihm beträchtliche Kohlenverluste unvermeidlich sind.

Von den verschiedenen Versatzarten ist der Spülversatz am günstigsten, da er das Gebirge gut trägt, völlig dicht und für den Wetterzug undurchlässig wird. Auch Waschberge liegen wegen ihrer Feinheit sehr dicht, namentlich bei steilem Einfallen oder Tonschiefer-Hangendem. Trotz eines oft vorhandenen hohen Kohlenstoffgehaltes pflegen sie daher selber in der Grube nur selten der Selbstentzündung zu unterliegen. Ist allerdings in der Nähe ein Brand ausgebrochen, so kann dieser in den Waschbergen längere Zeit weiterbrennen.

Bei der Durchörterung brandgefährlicher Flöze in Querschlägen oder Blindschächten empfiehlt es sich, die Kohle 2—3 m tief herauszunehmen und den entstandenen Hohlraum mit Sand, Gesteinstaub, Lehm oder feinen Bergen dicht zu verfüllen und ihn anschließend mit einer Schicht *Isoschaum* abzudichten. Beim Isoschaum handelt es sich um einen feinblasigen Schaum, der an Ort und Stelle erzeugt wird und sofort nach dem Austritt aus dem Gerät zu erstarren beginnt. Er läßt sich auf 30% seines ursprünglichen Volumens zusammendrücken und ist lange Zeit haltbar. Mit Hilfe einer Lanze läßt er sich auch in Hohlräume, Bergekästen, Streckendämme u. dgl. einbringen und bewirkt dort einen luftdichten Abschluß.

Besteht Brandgefahr im Alten Mann, so werden die in ihn führenden, abgeworfenen Strecken auf 15—20 m Länge sorgfältig versetzt und durch Einpressen einer Gesteinstaub-Zementtrübe abgedichtet.

5. — Entstehung von offenen Bränden. An allen maschinellen Einrichtungen kann dauernde *Reibung* zu unzulässiger Erwärmung und schließlich zu einem Brand führen. Besonders gefährdet sind Blindschächte und Bandstrecken, falls sie nicht von Natur feucht sind. In *Bandstrecken*, namentlich bei Gummigurtförderern[1], sind häufig Brände dadurch verursacht worden, daß die Antriebstrommel sich unter dem aus irgendeinem Grund festgeklemmten Band weiterdreht. Abhilfe läßt sich hier durch einen Bandwächter, z. B. von der Firma Nilos GmbH., Düsseldorf, schaffen, der das Band nach einem gefährlich werdenden Schlupf abschaltet. Auch hat es sich als gefährlich erwiesen, wenn in Bewegung befindliche Teile der Bandanlage, das Band selbst, die Tragrollen oder die Motorrollen mit Holz oder Kohle in reibende Berührung geraten und sich infolgedessen Reibungswärme bildet, die Kohle oder Holz entzünden kann. Bandstrecken müssen daher mit einem solchen Querschnitt aufgefahren werden, daß ein mindestens 80 cm breiter Fahrweg verbleibt und die Bänder hoch genug über der Sohle verlegt werden können. Die Bänder sollten möglichst auf höhenverstellbaren Böcken aus unbrennbarem Material verlegt oder an Ketten oder Seilen aufgehängt werden. Richtet man die Rollenböcke ausnahmsweise durch Unterlagen von Holz wieder aus, so müssen diese Unterlagen mit den Böcken so verbunden sein, daß sie gegen seitliches Verschieben gesichert sind. Außerdem ist es ratsam, Feinkohle unter den Bändern und lose umherliegendes Holz regelmäßig zu beseitigen. Die Verwendung flammwidriger Bänder[2]

[1] Passmann, B.: Die Verhütung von Bränden an Gummiförderbändern. Glückauf 1952 S. 876.

[2] Klinger, K.: Versuche über die Brandgefährlichkeit von Förderbändern mit Textil- und mit Drahtgewebeeinlagen und Maßnahmen zu ihrer Beseitigung. Glückauf 1953 S. 1048.

vermeidet das Entstehen eines Brandes durch den weiterlaufenden Antriebsmotor bei festgeklemmtem Band mit Sicherheit und erschwert die Ausbreitung eines auf andere Weise entstandenen Brandes beträchtlich.

In *Blindschächten* kann es zu Bränden kommen, wenn der Förderhaspel unbeabsichtigt und unbeaufsichtigt weiterläuft und durch die am Bremsband und in der Seilnut der Treibscheibe auftretende Reibung Funken erzeugt werden. Es sind deshalb nur noch Selbstschlußventile als Fahrventile erlaubt. Brems- und Seilscheibenkammern nebst ihren Einbauten baut man feuersicher aus. Die Verwendung von Holz ist nur kurzfristig zur vorübergehenden Sicherung der Räume und ihrer Einrichtungen gestattet.

Seltener als Brände im Alten Mann kommen Selbstentzündungen des frischen Kohlenstoßes vor. Hier handelt es sich meist um die Kohle in der Firste (*Firstenbrände*). Die Entstehung dieser Brände ist so zu erklären, daß die hangende Kohle sich auf die Kappen der Streckenzimmerung setzt, ohne völlig hereinzukommen. Die Luft kann nun meterweit in die zerklüftete Kohle eindringen. Die Abkühlung nach der Strecke ist meist unzureichend, so daß sich unter Umständen ein Brand schnell entwickelt. Dieser frißt sich, wenn er einmal entstanden ist, in Richtung auf die frischen Wetter eilig fort. Kurze Zeit nach den ersten Spuren des Brandes ist vielleicht schon die glühende Kohle an der Streckenfirste sichtbar. Das Auftreten solcher Brände ist naturgemäß auf mächtige oder steil stehende Flöze beschränkt. Eine häufige Ursache von Firstenbränden sind auch die in steiler Lagerung auf den Streckenkappen liegenbleibenden Kohlenstaubmengen. Sie neigen wegen ihrer Feinheit leicht zur Selbstentzündung und sollten deshalb nach Vorüberschreiten des Abbaus sorgfältig entfernt werden. Eine besondere Gefährdung liegt ferner an den Rändern von Schacht- und Streckensicherheitspfeilern und in der Nachbarschaft von Klüften und Sprüngen vor, da die Kohle hier zermürbt ist.

Auch elektrische Einrichtungen können durch Kurzschluß, *Funkenbildung* an den Schaltern oder *Glühwirkungen* eine Entzündung brandgefährlicher Gegenstände im Gefolge haben.

Verschiedentlich sind offene Brände durch *Anschießen* von Bläsern entstanden. Die Flamme des durch den Schuß entzündeten Bläsers greift auf den Kohlenstoß über, und ehe die Leute zurückkehren, steht der ganze Kohlenstoß in Flammen, so daß unmittelbare Löschversuche bereits vergeblich sind. In ähnlicher Weise können ausblasende Schüsse wirken, wenn sie in der Kohle angesetzt und vielleicht sogar noch mit Kohlenstaub besetzt worden sind.

Mit ganz besonderer Vorsicht sind *Lötlampen*, *Schweißgeräte* und *Schneidbrenner* in der Grube zu benutzen. Durch sie sind schon häufig Brände verursacht worden. Vor Beginn solcher Arbeiten sind geeignete Löschgeräte gebrauchsfertig bereitzustellen. Die Arbeitsstelle selbst ist gründlich und ausgiebig zu befeuchten. Nach Beendigung der Arbeit muß eine sorgfältige, zweckmäßig mehrfach wiederholte Untersuchung des Arbeitsortes und seiner Umgebung stattfinden.

Öfter haben ferner *Schlagwetter-* und *Kohlenstaubexplosionen* offene Brände im Gefolge. Durch die Explosionsflammen werden zunächst Holzreste, Papier, Kleidungsstücke u. dgl. in Brand gesetzt. Das Feuer findet

in der Zimmerung und in bloßliegenden Kohlenhaufen Nahrung und greift schließlich auf das Flöz über.

In Gruben, in denen mit offenem Licht gearbeitet wird, kann durch dieses leicht ein Zimmerungsbrand verursacht werden. In Oberschlesien ist in vielen Fällen der Gebrauch der offenen Lampe als Ursache der Entzündung anzusehen. Auch im Erzbergbau spielt das offene Geleucht als Entzündungsursache eine Rolle.

6. — Sicherheitsvorkehrungen. Die gegenüber der Brandgefahr unter Tage anzuwendenden Vorkehrungen entsprechen im allgemeinen den auch über Tage zu treffenden Vorbeugungsmaßregeln. Es können hier nur die wichtigsten, soweit sie vorwiegend bergmännischer Natur sind, aufgezählt werden. Als Beleuchtung soll man überall da, wo besondere Gefahr besteht, also in trockenen Schächten, Maschinenräumen, Pferdeställen und Füllörtern, geschlossene, nicht explosionsgefährliche Lampen benutzen. Vor allen Dingen muß Vorsicht bei der Beförderung, Handhabung und Aufbewahrung feuergefährlicher Gegenstände (z. B. Putzwolle, Schmieröl, Futtervorräte, Dieselöl usw.) geübt werden. Überflüssige Mengen davon sollen nicht in der Grube lagern. Die Aufbewahrungsräume müssen völlig brandsicher sein. Sonstige brennbare Gegenstände, z. B. das für die Verpackung von Sprengstoffen gebrauchte Papier, sind aus der Grube zu entfernen. Bereits eingebautes Holz hat man gelegentlich durch Bespritzung mit Zement- oder Kalkmilch schwer entflammbar gemacht.

In Schächten und Blindschächten wird der hölzerne Ausbau seltener. An seine Stelle tritt Mauerung oder stählerner Ausbau. Der Einbau besteht aber in den meisten Fällen noch aus Holz. Ist der Schacht trocken, so empfiehlt sich zeitweise oder dauernde Befeuchtung der Zimmerung durch Wasser. Hierfür können rund um den Schacht laufende „Rieselkränze" vorgesehen werden. Will man, z. B. im Winter der Eisbildung wegen, solche Befeuchtung nicht anwenden, so müssen wenigstens Wasseranschlüsse vorhanden sein, um im Notfalle sofort den Schacht bewässern zu können. Die Betätigungsvorrichtungen für die Schachtberieselung müssen in einer gewissen Entfernung vom Schacht angebracht und besonders kenntlich gemacht sein.

Auch unter Tage soll man nach Möglichkeit Vorsorge treffen, daß im Falle von Bränden in einziehenden Schächten der Übertritt der Brandgase in die Grubenbaue verhindert wird. Man sieht zu diesem Zweck in der Nähe der Füllörter brandsichere Türen vor oder legt Materiallager an, um nötigenfalls durch Branddämme schnell den Schacht abzuschließen.

Streckenkreuzungen in Hauptstrecken von Steinkohlengruben sind feuersicher auszubauen. Auch sind in Gesteinstrecken von mehr als 500 m Länge *feuersichere Zonen* von mindestens 75 m vorzusehen. Von diesen Zonen kann abgesehen werden, wenn an ihre Stelle eine *selbsttätige Wasserlöscheinrichtung* tritt, die bei unzulässiger Erwärmung der Wetter, etwa infolge eines Brandes, selbsttätig eingeschaltet wird, was durch Sprinkler geschehen kann. Wettertüren zur Trennung der Hauptein- und -ausziehströme sollen mit ihren Rahmen feuersicher sein. Wettertüren in Gesteinstrecken müssen in gemauerte Rahmen gesetzt werden. Auch sind die Strecken auf der Wettereinziehseite der Türen auf mindestens 10 m feuersicher auszubauen. Feuersicherer

Ausbau muß außerdem für sämtliche Maschinenräume, Haspel- und Seilscheibenkammern an Blindschächten, Werkstätten usw. vorgesehen werden. Ist es wegen zu erwartender Druckeinwirkungen erforderlich, die Mauerung nachgiebig zu machen, so muß das hierzu verwendete Holz vorher mit feuerhemmenden Mitteln behandelt werden.

Ein solches Brandschutzmittel ist das von den Bayerwerken, Leverkusen, hergestellte Basilitol. Bei Temperaturen über 75° C entwickelt dieses Blähharz eine 1—2 cm starke Schaumschicht die das Holz gegen die Flammen isoliert. Für brandgefährliche Gruben schließlich sind diejenigen *Löschgeräte* und *Löschmittel*, die man im Falle des Brandes zu benutzen gedenkt, an den vorgesehenen Punkten vorrätig und dauernd instand zu halten[1]. Dort, wo Wasserleitungen nicht vorhanden sind, hat es sich als zweckmäßig erwiesen, Vorkehrungen zu treffen, um Druckluftleitungen ohne Zeitverlust an eine Wasserleitung anschließen zu können. Abb. 533 zeigt eine zu diesem Zwecke geeignete Umstellvorrichtung.

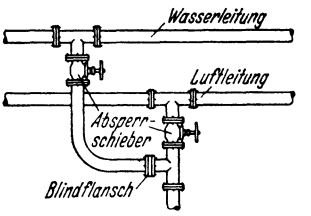


Abb. 533. Umstellvorrichtung zum Anschluß der Druckluftleitung an eine Wasserleitung

7. — Selbsttätige Wasserlöscheinrichtungen. Selbsttätige Wasserlöscheinrichtungen werden in Abbaustrecken und an Antrieben von Gummiförderbändern sowie in Blindschächten benutzt. Sie müssen aus einem bei Wärmeeinwirkung selbsttätig arbeitenden Auslösesystem und dem daran sich anschließenden Löschsystem bestehen. Abb. 534 zeigt das Auslösesystem mit der Anregerleitung, den selbsttätigen Anregern und einem Steuerventil, das den Wasserzufluß zum Löschsystem freigibt. Die beiden selbsttätigen Anreger (z. B. Sprinkler[2]) müssen bei einer Temperatur von 55° ± 5° C

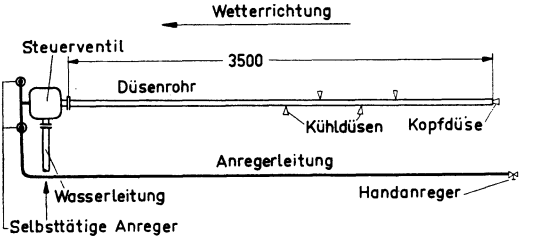


Abb. 534. Schema einer selbsttätigen Wasserlöscheinrichtung (Einrohrsystem)

ansprechen und das Steuerventil in Gang setzen, das bei Durchflußmengen von 400 l/min einen Durchflußwiderstand von max. 0,4 kg/cm² haben darf.

Es gibt *Einrohr-* und *Zweirohr-Löschsysteme,* und zwar Einrohrsysteme für Strecken bis 9 m² und Zweirohrsysteme für Strecken über 9 m² Querschnitt. Das einzelne Löschsystem besteht aus dem 3,5 m langen Düsen-

[1] Richtlinien für die Verhütung und Bekämpfung von Grubenbränden auf den Steinkohlenbergwerken im Verwaltungsbezirk des Oberbergamtes Dortmund vom 23. 3. 1951.

[2] Mieles, W.: Die Anwendung des Walther-Sprinkler-Systems auf der Schachtanlage Mont Cenis. Schlägel u. Eisen 1952 S. 283.

rohr mit 4 Kühldüsen und 1 Kopfdüse. Die Kopfdüse erzeugt einen dichten Wasserschleier senkrecht zur Streckenachse und soll bei einem Fließdruck von 1,2 kg/cm² 100 l/min versprühen. Die Kühldüsen haben die Aufgabe, das Wasser ganz fein zu versprühen, um eine Kühlung der Brandgase und der Flamme zu erreichen. Sie sollen mindestens 25 l/min bei 1,2 kg/cm² Fließdruck liefern.

Außer den selbsttätigen Anregern ist im Auslöseteil noch ein Handanreger angebracht, damit eine Inbetriebsetzung von Hand bei Gefahr oder für eine Überprüfung möglich ist.

8. — Die Anzeichen entstehender Brände. Grubenbrände lassen sich mit um so größerer Aussicht auf Erfolg bekämpfen, je frühzeitiger man sie erkennt. Zu diesem Zweck hat sich die Verwendung einer *Kennziffer* CO/O_2 als vorteilhaft erwiesen[1]. Die Kennziffer läßt sich an Hand von Analysenergebnissen nach der Formel

$$\text{Kennziffer} = \frac{CO \cdot 100}{(0{,}265\, N_2) - O_2}$$

errechnen.

Da bisweilen auch ohne Vorliegen eines Grubenbrandes in den Wettern Spuren von Kohlenoxyd vorhanden sind, muß für jeden Betriebspunkt zunächst die *Grundkennziffer* ermittelt werden, die eine Größe bis zu 0,6 erreichen kann. Brandgefahr besteht dann, wenn die über der Grundkennziffer liegenden Werte eine steigende Tendenz aufweisen. Ein CO/O_2-Wert von 2—3 ist als Gefahrengrenze anzusehen, bei dem unbedingt Maßnahmen zur Brandbekämpfung zu treffen sind. In den meisten Fällen macht sich der entstehende Brand bei diesen Werten schon dem Geruchsinn bemerkbar. Bei verdeckten Bränden werden Kennziffern bis zu 25 erreicht, bei offenen Bränden Werte bis zu 60.

In brandgefährlichen Gruben oder Feldesteilen richtet man häufig für Sonn- und Feiertage, an denen die regelmäßige Beobachtung der Baue fehlt, *Brandwachen* ein, die auf Anzeichen entstehender Brände achten müssen. Zur ständigen Überwachung der ausziehenden Wetter am Wetterschacht zu Zeiten der Werkruhe empfiehlt sich die Anbringung eines Schnüffelrohres am Diffusor. Insbesondere verdeckte Brände machen sich häufig infolge ihrer langsamen Entwicklung einer aufmerksamen Beobachtung frühzeitig bemerkbar. Das erste *Anzeichen* einer beginnenden Selbsterwärmung der Kohle ist eine Zunahme der Temperatur und des Feuchtigkeitsgehaltes des Wetterstromes. Besteht Verdacht, so sind Feststellungen mit dem Thermometer und hygrometrische Messungen empfehlenswert. Schreitet die Erhitzung fort, so bilden sich Schwitzstellen in den Abbaustrecken, besonders am Hangenden nach dem Alten Mann zu; auch tritt Nebelbildung ein. Bald macht sich dann der beginnende Brand dem Geruchsinn bemerkbar. Zunächst ist es ein schwacher Petroleum- oder Paraffingeruch.

Stets ist die sofortige Meldung der ersten Brandanzeichen an die Betriebsleitung erforderlich. Hierauf ist angesichts der weitgehenden Bedeutung für den ganzen Grubenbetrieb, die jedem Brande innewohnen kann, mit aller Strenge zu achten.

[1] Richtlinien für die Auswertung der Analysenergebnisse von Brandgasproben bei der Bekämpfung von Grubenbränden. Essen: Verlag Glückauf GmbH. 1954.

B. Die Bekämpfung ausgebrochener Brände[1]

9. — Allgemeines. Entsprechend den zwei großen Gruppen von Grubenbränden (s. Ziff. 2) sind die Möglichkeiten der Bekämpfung verschieden. Während es bei den offenen Bränden bei frühzeitiger Entdeckung häufig gelingt, bis zum Brandherd vorzudringen und ihn durch geeignete Maßnahmen abzulöschen, besteht diese Möglichkeit bei verdeckten Bränden in den seltensten Fällen. Hier führt fast nur das *Abdämmen, Unterwassersetzen* oder *Ausgraben* des Brandherdes zum Ziel. Das Abdämmen und Unterwassersetzen birgt jedoch den Nachteil in sich, daß der betreffende Teil des Grubenfeldes vorübergehend oder auch für immer dem Abbau verlorengeht. Die Bekämpfungsmaßnahmen hängen also von der Art des Brandes, seinem Umfang und von den örtlichen Verhältnissen ab.

Zum Schutz der zur Brandbekämpfung eingesetzten Mannschaft darf bis zu einem CO-Gehalt von 0,005% jede Arbeit ohne zeitliche Begrenzung und ohne besondere Vorsichtsmaßregel ausgeführt werden[2]. Bei 0,005 bis 0,010% CO in den Abwettern darf die Arbeitszeit 6 Std./Tag nicht übersteigen. Zu Beginn und Ende einer jeden Schicht ist der CO-Gehalt analytisch zu bestimmen, außerdem ist während der Bekämpfungsarbeiten ein ununterbrochen arbeitendes Kohlenoxydmeßgerät einzusetzen oder mittels eines CO-Prüfers in Abständen von $^1/_2$ Stunde der CO-Gehalt zu bestimmen.

In den Grenzen von 0,011—0,020% CO dürfen die Arbeiten zur Brandbekämpfung nur von der Grubenwehr mit bereitgehaltenen Gasschutzgeräten ausgeführt werden. Dem Arbeitseinsatz von 2 Stunden schließt sich eine 2stündige Ruhepause im CO-freien Wetterstrom an, die CO-Überwachung erfolgt auf oben beschriebene Weise. Übersteigt der CO-Gehalt 0,020%, so ist ein Betreten der Grubenräume nur mit angelegtem Gasschutzgerät gestattet.

10. — Spritzwasser, Löschstaub. Wenn der Brand noch im Entstehen begriffen, klein und sein Herd zugänglich ist, so läßt er sich oft durch einfaches Spritzen löschen. Namentlich bei offenen Bränden ist dies der Fall, wenn eine genügende Wassermenge vorhanden ist. Die Wasserleitungen müssen daher so bemessen sein, daß an jeder Stelle des Grubengebäudes eine Entnahme von mindestens 400 l/min möglich ist, ohne daß hierbei der Fließdruck unter 1,5 atü absinkt. In Abständen von 100 m in Hauptstrecken, von 50 m in Abbaustrecken und von 20 m in Gummibandstrecken sind genormte Anschlüsse für Druckluftschläuche an den Leitungen anzubringen, damit an jeder Stelle unverzüglich mit der Löscharbeit begonnen werden kann. Als sehr lästig erweist sich unter Tage die starke Dampfentwicklung beim Auftreffen des Wassers auf die glühenden Massen. Es ist deshalb zu empfehlen, den Strahl nicht von vornherein in die Mitte des Brandherdes, sondern auf die Ränder zu richten und so vom Umfang her den Brandherd einzuengen.

---

[1] Bredenbruch, E.: Bekämpfung von Grubenbränden. Glückauf 1954 S. 769; — ferner G. Lehmann: Beiträge zur Bekämpfung von Grubenbrand. Abdämmung, Aufwältigung, Arbeit der Grubenwehr. Glückauf 1951 S. 817.

[2] Richtlinien für die Verhütung und Bekämpfung von Grubenbränden. Dortmund: Verlag H. Bellmann 1951.

Insbesondere Schachtbrände lassen sich, falls sie noch nicht einen zu großen Umfang angenommen haben, durch fallendes Wasser wirksam bekämpfen.

Auch *Gesteinstaub* ist an Stellen, wo er leicht auf das Feuer aufgeworfen werden kann, gut als Löschmittel brauchbar. Eine Schichtstärke von etwa 50 mm genügt, um die Luftzufuhr völlig abzuschneiden und das Feuer zu ersticken. Gegenüber dem Wasser hat Gesteinstaub den Vorteil, daß kein Dampf entwickelt wird.

11. — Feuerlöschgeräte. Mit gutem Erfolg sind verschiedentlich tragbare Feuerlöschgeräte zur Bekämpfung von Entstehungsbränden eingesetzt worden. Es sind dies *Behältergeräte*, die mit einem Löschmittel gefüllt sind und unabhängig von jeder äußeren Treibmittelzuführung jederzeit sofort benutzt werden können. Das Treibmittel ist in ihnen selbst vorhanden, und zwar in Form von *Preßgas*, oder es bildet sich bei Benutzung des Gerätes durch chemische Umsetzung im Gerät selbst und schleudert das Löschmittel aus dem Behälter heraus.

Für den allgemeinen Feuerschutz unter Tage kommen nur *Luftschaumlöscher* in Frage, während in Räumen mit überwiegend oder ausschließlich elektrischen Einrichtungen *Kohlensäureschnee-* und *Kohlensäuretrockenlöscher* bevorzugt werden. Bei den Luftschaumlöschern wird eine Schaumbildnerlösung mit Luft durcheinandergewirbelt und dadurch verschäumt. Die Schaumausbeute ist das 8—10fache der Löschmittelmenge.

Sehr einfach sind die Kohlensäureschneelöscher. Sie bestehen aus einer mit flüssiger Kohlensäure gefüllten Stahlflasche. Nach Öffnen des Ventils strömt die Kohlensäure durch einen Schlauch in ein aus Isolierstoff bestehendes „Schneerohr". Hier wird sie bei der Druckentspannung teilweise zu Kohlensäureschnee mit einer Temperatur von —71° C verwandelt, der zusammen mit der gasförmig austretenden Kohlensäure auf den Brandherd geschleudert wird.

Da im Bergbau an die äußere Formgebung der Feuerlöschgeräte sowie an die Löschmittel infolge der Eigenart des Betriebes besondere Anforderungen gestellt werden[1], sind für ihn Spezialgeräte entwickelt worden, die nach Prüfung und Zulassung die Bezeichnung „BuT", d. h. Bergbau unter Tage, erhalten haben.

Bei den Feuerlöschgeräten (BuT) kann man weiter *Handfeuerlöscher*, *sonstige Feuerlöscher* und *Behälterzumischgeräte* unterscheiden. Unter Handfeuerlöschern und sonstigen Feuerlöschern sind zu verstehen: Luftschaumlöscher mit 10, 15 und 50 l Inhalt, Kohlensäure-, Trocken- und -Schneelöscher mit je 6 kg Inhalt.

Luftschaumlöscher von 15 l Inhalt haben unter Tage die weiteste Verbreitung gefunden. Ein derartiges Gerät der Minimax AG., Stuttgart, zeigt Abb. 535. Nach Aufklappen der Schutzhaube kann der Spritzenschlauch herausgenommen werden, und die Armaturen sind der Bedienung zugänglich. Ähnliche Geräte werden von der Concordia-Elektrizitäts-AG., Dortmund, Total KG. (Abb. 536) u. a. hergestellt.

Außer diesen Geräten sind noch Behälterzumischgeräte für die Erzeugung von Luftschaum in Gebrauch, die an eine vorhandene Wasserleitung an-

[1] Bredenbruch, E.: Feuerlöschgeräte unter Tage. Glückauf 1940 S. 357.

geschlossen werden müssen. Sie enthalten einen oder zwei 15—25 l fassende Behälter, die mit Schaummittel gefüllt sind.

Gegenüber Wasser hat der Luftschaum den Vorteil einer guten flammenniederschlagenden und abdeckenden sowie sauerstoffabschneidenden Wirkung. Da der Wassergehalt des Luftschaumes nur ein Achtel bis ein Zehntel beträgt, ist die Belästigung durch den sich entwickelnden Wasserdampf nicht so groß. Außerdem strahlen mit Luftschaum bedeckte Glutherde für eine gewisse Zeit keine Hitze aus, wodurch die Bekämpfungsarbeiten weniger gehemmt werden.

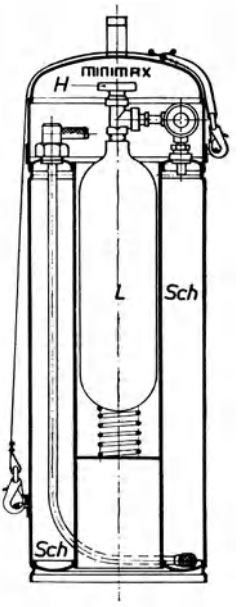


Abb. 535. Luftschaumlöscher der Minimax A G. *H* Handrad; — *L* Druckluftflasche; — *Sch* Schaumbehälter

Abb. 536. Luftschaumlöscher der Total KG

12. — Abbau, Umfahren, Ersäufen des Brandherdes. Das Ablöschen eines verdeckten Brandes ist oft durch die Lage des Herdes tief im Flöz oder im Versatz außerordentlich erschwert. Wenn andere Mittel ohne Erfolg bleiben oder nicht anwendbar sind, kann der vollständige oder teilweise *Abbau* des Brandherdes selbst die letzte Rettung sein. So verfuhr man z.B. auf der Zeche Bonifacius im Jahre 1953, wo in einem Streb an einer Störungszone ein offener Brand ausbrach. Die Bekämpfung mit Wasser und ein teilweises Unterwassersetzen führten nicht zum Ziel. Die Störungszone selbst ging nach kurzer Zeit zu Bruch und der Brand wanderte in den Versatz. Da wegen der Undichtigkeit des Versatzes und der Nähe des Querschlages eine Abdichtung nicht erzielt werden konnte, wurde der Brand durchörtert und umfahren und so ein teilweiser Abbau des Brandes vorgenommen. Dabei wurden ständig Löschlanzen in die Streckenstöße getrieben und so der schwelende und zum Teil ausgebrannte Versatz gelöscht. In der Kohle wurde ein Aufhauen auf dieselbe Weise aufgefahren. Abschließend wurde der

noch offene Strebraum versetzt und die aufgefahrenen Strecken mit Bergen zugeblasen sowie in der Kopf- und Grundstrecke Staubsperren errichtet. Die gesamten Arbeiten dauerten 5 Monate und gestalteten sich sehr schwierig.

Falls der unmittelbare Abbau des Brandherdes unmöglich ist, kann man diesen bei günstiger Lage *umfahren* und die geschaffenen Hohlräume so abdichten, daß wenigstens ein Übergreifen des Brandes auf die benachbarten Flözteile unmöglich gemacht wird.

Gelegentlich kann ein *Ersäufen* des Brandherdes mit Aussicht auf Erfolg benutzt werden. Verhältnismäßig einfach ist diese Maßnahme in einem Unterwerksbau durchzuführen. Sie wurde 1937 auf der Zeche Nordstern im Ruhrgebiet angewandt, als es nicht gelang, den Brand auszugraben und abzulöschen. Man hat aber auch schon ganze Sohlen unter Wasser gesetzt, so nach der großen Schlagwetterexplosion auf der Zeche Radbod im Jahre 1908 und erneut 1926, als hinter der Holzklotzmauerung im Füllort ein Brand ausgebrochen war. Auch ein teilweises *Unterwassersetzen* einer Sohle ist durchführbar, wenn es gelingt, die gefährdete Abteilung wasserdicht abzudämmen. So ist im Jahre 1946 auf der Schachtanlage Grimberg $^3/_4$ nach einer großen Explosions- und Brandkatastrophe verfahren worden.

13. — Verschlämmung des Brandes. Von der Verschlämmung kann man ohne weitere Vorkehrungen dann Gebrauch machen, wenn die vom Brand bedrohten Grubenräume ausgemauert oder betoniert sind oder noch festes Gebirge zwischen Brandherd und Strecke ansteht, oder aber wenn es sich um einen Versatzbrand handelt, der von oben her zugängig ist und überspült werden kann. In den erstgenannten Fällen bohrt man die Stöße an, führt in das Bohrloch ein Rohr ein, das gegen die Bohrlochwandung abgedichtet wird, und spült nun Lehm, Sand, Gesteinstaub[1] oder Kalkmörtel in den Brandherd.

Bei nicht mit Mauerung oder Beton ausgebauten Strecken kann man sich die Möglichkeit der Verschlämmung der Streckenstöße dadurch schaffen, daß man eine den Wiederaustritt des eingepreßten Schlammes verhindernde Streckenauskleidung behelfsmäßig herstellt. Dies kann z. B. so geschehen, daß die Türstöcke mit festgenageltem Wetterleinen überspannt werden und danach der zwischen Leinenverzug und Streckenstoß verbleibende Raum mit Ton oder auch mit Heu ausgestampft wird. Diese Auskleidung braucht nicht etwa dicht zu sein, sie soll nur die Feststoffe zurückhalten und das Wasser abfiltern. Auf französischen Gruben hat man so das Verschlämmen von Bränden in großem Umfang mit ausgezeichnetem Erfolg durchgeführt[2]. Hier benutzte man als einzuspülende Stoffe vorzugsweise Flugasche und feine Sande, denen 20—25% Ton beigemischt wurden. Der Tongehalt macht den Abschluß dichter. Dringt der Schlamm leicht in den Brandherd ein, so sind gröbere Versatzstoffe zulässig; je mehr der Widerstand wächst, um so feinere Aufschlämmungen müssen gewählt

[1] Bredenbruch: Die Bekämpfung von Flözbränden durch Einschlämmen von Gesteinstaubtrübe. Glückauf 1940 S. 105.

[2] Abadie: Lutte contre les feux de mines, Rev. Industr. min. 1927 S. 65; — ferner Max: Note sur un appareil d'embourage etc., ebenda S. 109; — ferner Lewien: Neuartiges Verfahren zur Abriegelung brennender Flözteile und zur Abdämmung von Strecken. Glückauf 1935 S. 46.

werden. Beim Verschlämmen von Versatzbränden wird das Schlämmrohr an der Brandgasaustrittsstelle in den Versatz getrieben und der Brandherd überspült.

Zum Verschlämmen hat sich das in Abb. 537 wiedergegebene Verpreßgerät[1] der Maschinenfabrik Pleiger, Hammertal-Nord, gut bewährt. Es besteht aus einem Schnellmischer, in dem das zu verschlämmende Gut mit Wasser vermischt wird, und der Schlammpumpe.

In wenig tiefen Braunkohlengruben kann ein Brandherd auch von über Tage her von Bohrlöchern aufgeschlossen und von diesen aus verschlämmt werden[2].

14. — Abdämmung. Gelingt es nicht, einen Brand durch Ablöschen, Ausgraben, Umfahren, Ersäufen oder Verschlämmen zu bekämpfen, dann muß eine Abdämmung des Brandherdes vorgenommen werden, um auf diese

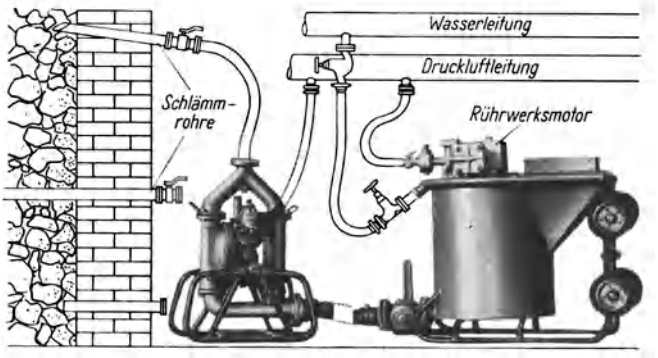


Abb. 537. Verpreßgerät der Fa. Pleiger

Weise jede Luftzufuhr zum Brand zu unterbinden und ihn durch die Brandgase selbst zu ersticken. Je näher die Branddämme an die Brandstelle herangerückt werden können, um so besser ist die Wirkung dieser Maßnahme und um so geringer die Beeinträchtigung des übrigen Betriebes. Die Abdämmung eines Brandes geschieht grundsätzlich in der Weise, daß zunächst die Dämme im Einziehstrom und dann die Dämme im Ausziehstrom errichtet werden. Letzteres ist nur unter Verwendung von Gasschutzgeräten möglich. Da es zunächst auf möglichst schnelle Verringerung der Sauerstoffzufuhr und Absicherung des übrigen Grubengebäudes gegen eine etwaige Schlagwetterexplosion ankommt, empfiehlt sich das Setzen je eines *Vordammes*, nach dessen Errichtung unverzüglich die *Hauptdämme* errichtet werden.

Besteht bei offenen Grubenbränden oder bei verdeckten Bränden, bei denen man damit rechnen muß, daß sie sich in der Zeit der Abdämmung zu offenen Bränden entwickeln können, die Gefahr von Schlagwetter- oder Brand-

[1] Lechterbeck, H. W.: Neuer Schnellmischer zum Herstellen einer Gesteinstaub-Zementtrübe. Glückauf 1952 S. 171.

[2] Kain, G.: Ursache, Verhütung und Bekämpfung von Flözbränden beim Braunkohlentiefbau. Braunkohle 1923/24 S. 572.

gasexplosionen (vgl. Ziff. 20), so ist beim Abdämmen besondere Vorsicht anzuwenden. In solchen Fällen müssen die Dämme so weit zurückverlegt werden, daß im Falle einer Explosion die Abdämmungsmannschaften nicht gefährdet sind. Außerdem sind zunächst schnell herstellbare Vordämme von großer Standfestigkeit zu errichten. Während der Errichtung der Vordämme muß eine hinreichende Durchlüftung des Brandfeldes gewährleistet sein, um eine Ansammlung explosibler Gase zu verhüten. Das geschieht am besten in der Weise, daß man zunächst sowohl im Einziehdamm als auch im Ausziehdamm je eine Öffnung von gleicher Größe frei läßt, durch die die Bewetterung des Brandfeldes erfolgen kann. Sobald die Vordämme bis auf die Öffnungen fertig sind, sind die verbliebenen Öffnungen unverzüglich, und zwar nach der Uhr gleichzeitig im Ein- und Ausziehstrom zu schließen.

Zur Sicherung der Abdämmungsmannschaften muß zwischen Brandherd und Vordamm eine *Schnellsperre*[1] mit einer Gesteinstaubmenge von rund 100 kg je Quadratmeter Streckenquerschnitt errichtet werden. Diese ist so weit von dem möglichen Explosionsherd zu errichten, daß ihr Ansprechen im Falle einer Explosion gewährleistet ist. Zwischen den Sperren und den Dämmen muß ebenfalls ein größerer Abstand gewahrt werden. Außerdem sind die im Auszieh- wie im Einziehstrom arbeitenden Mannschaften zweckmäßig mit *Flammenschutzanzügen* nach DIN 23325 und Kopfhauben auszurüsten, die aus einem flammensicher imprägnierten, leichten und atmungsaktiven Stoff bestehen und nicht allzusehr behindern[2].

Vor dem gleichzeitigen Schließen der in den Vordämmen verbliebenen Öffnungen sind sämtliche nicht mit dieser Aufgabe betrauten Mannschaften zurückzuziehen. Mit dem dann folgenden Setzen der Hauptdämme darf erst begonnen werden, wenn nach den Brandgasproben aus dem Schnüffelrohr eine Explosion nicht mehr befürchtet zu werden braucht (s. Ziff. 20). Die erste Probe darf jedoch frühestens 8 Stunden nach dem Schließen der Vordämme genommen werden.

Die *Wiederöffnung* von Dämmen darf erst geschehen, wenn aus der Zusammensetzung der Brandgase das Erlöschen des Brandes gefolgert werden kann. Solange in den Brandgasen noch Kohlenoxyd vorhanden ist, ist der Brand nicht erloschen. Es empfiehlt sich, das Öffnen in jedem Falle im Schutze einer Schleuse, die vor dem zu öffnenden Damm mit Hilfe von stählernen, dicht schließenden Türen zu errichten ist, vorzunehmen. Es besteht dann die Möglichkeit, das Durchstoßen des Dammes bei geschlossenen Schleusentüren durchzuführen, wodurch jegliche Wetterbewegung im Brandfeld vermieden wird. Das Durchlüften des Brandfeldes kann dann gefahrlos erfolgen, wenn durch eine mit Gasschutzgeräten ausgerüstete Mannschaft das endgültige Erlöschen des Brandes festgestellt ist.

15. — Vordämme. Bei den Vordämmen kommt es vor allem auf schnelle Herstellung, weniger auf eine große Standdauer und völlige Wetterdichtigkeit an. Durch das Errichten der Vordämme will man einen vorläufigen Abschluß der Wetterzufuhr erreichen, damit der Brand in der Zeit der Errichtung der Hauptdämme nicht wesentlich an Ausdehnung zunehmen kann.

[1] Schultze-Rhonhof u. Wilke: Schnellsperren als Explosionsschutz bei Grubenbränden. Bergbau 1941 S. 265.

[2] Bredenbruch, E.: Eine Flammenschutzkleidung für den Bergbau. Glückauf 1956 S. 1089.

Beim Setzen der Vordämme ist ein Unterschied zu machen zwischen Betrieben, in denen explosible Gasgemische und in denen keine solchen Gasgemische auftreten können.

Lange Zeit war es üblich, die Vordämme in nicht explosionsgefährdeten Betrieben vornehmlich aus *Sandsäcken* zu errichten. In neuerer Zeit hat sich jedoch immer mehr die Verwendung von *Glaswolle* oder der „Sillan" genannten *Steinwolle* durchgesetzt. Dieses Abdämmungsmaterial wird in Ballen von $100 \times 50 \times 25$ cm³ Größe geliefert und durch eine Maschendrahtumhüllung in seiner Form gehalten (Abb. 538). Bei einem Gewicht von 12 kg sind sie erheblich größer und leichter als ein einzelner Sandsack, so daß sie schneller herangeschafft werden können und zu einer Verkürzung der Bauzeit führen. Im allgemeinen genügt eine Dammstärke von 1 m. Die stets noch vorhandene, wenn auch geringe Wetterdurchlässigkeit dieser Dämme kann durch Bespritzen mit flüssigen Abdichtungsmitteln, wie „Brandex" der Firma Deitermann, Datteln, oder Isoschaum (vgl. Ziff. 4) weitgehend vermindert werden.

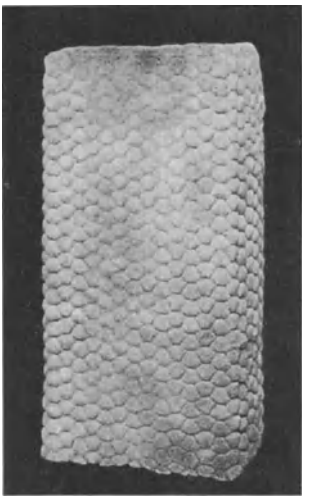


Abb. 538. Steinwolle-Kissen

Besteht die Gefahr von Schlagwetter- oder Brandgasexplosionen, so muß die Bewetterung so lange aufrechterhalten werden, bis die Vordämme fertiggestellt sind. Das geschieht am besten dadurch, daß man in den Damm ein *Dammrohr* von mindestens 700 mm Durchmesser einbaut und es so lange offenläßt, bis der Damm fertig ist. Zur Erzielung einer ausreichenden Standfestigkeit dürfen diese Dämme nur aus Sandsäcken oder Gesteinstaubsäcken bestehen und müssen eine Länge von mindestens 4 m haben (Abb. 539). Die Säcke dürfen nicht zu prall gefüllt sein, da andernfalls keine genügende Dichtigkeit des Dammes erzielt werden kann. Die Dichtigkeit des Dammes wird dadurch erhöht, daß auf jeder Lage Sandsäcke eine etwa 5 cm dicke Schicht losen Gesteinstaubes geschüttet wird.

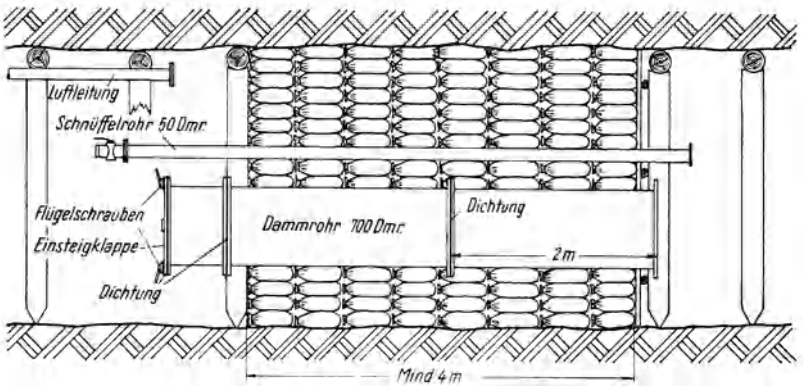


Abb. 539. Sandsackdamm mit Dammrohr (Vordamm)

Gleichzeitig wird hierdurch ein zusätzlicher Schutz im Falle der Zerstörung des Dammes durch eine Explosion erreicht.

16. — Hauptdämme. Als Hauptdämme eignen sich *Ziegelstein-* oder *Lehm-Knüppel-Dämme*. Letztere bestehen aus übereinandergeschichteten, in Längs-

richtung der Strecke gelegten Hölzern, deren Zwischenräume mit feuchtem Lehm ausgefüllt sind. Bei Errichtung der Hauptdämme ist zu beachten, daß durch tiefes Einschlitzen der Sohle, Stöße und Firste der Anschluß an das feste Gebirge erreicht wird. Ist das Gebirge an den Stellen, an denen die Hauptdämme errichtet

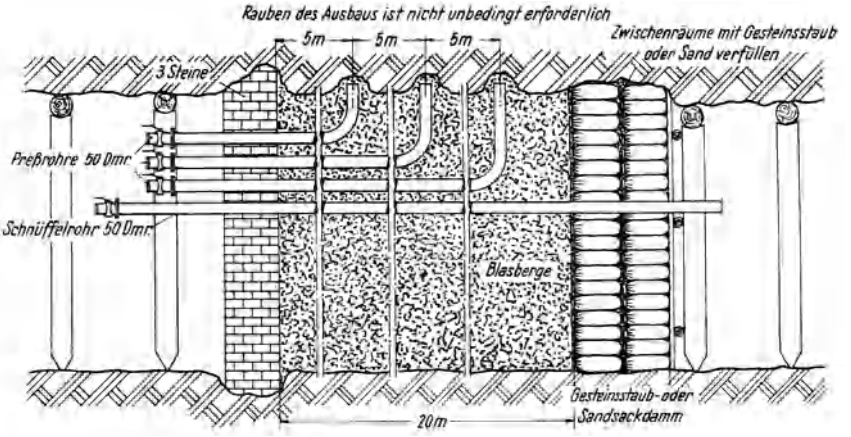


Abb. 540. Hauptdamm mit Verpreßrohren

werden sollen, durch Abbaueinwirkung zerrissen, so läßt sich eine ausreichende Dichtigkeit nur durch Errichten zweier Dämme in einem gewissen Abstand, der bis zu 20 m betragen kann, erreichen (Abb. 540). Der Zwischenraum wird mit groben Bergen ausgefüllt und durch eingebaute Rohre mit Hilfe eines Verpreß-

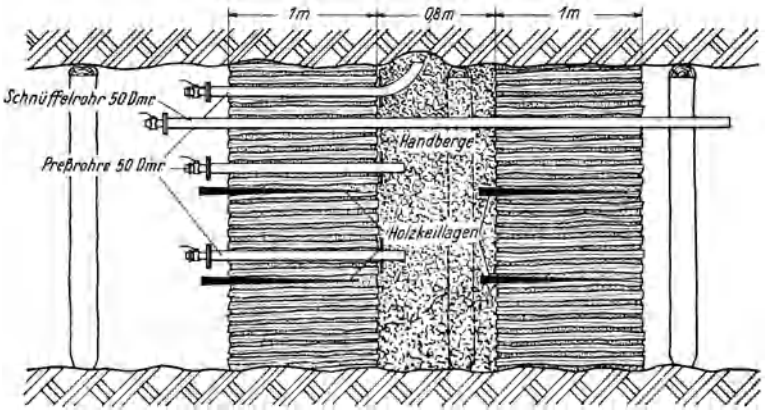


Abb. 541. Doppelter Lehmknüppeldamm mit Verpreßrohren

gerätes (s. Ziff. 13) dicht verpreßt. Als Preßgut hat sich ein Gemisch aus drei Teilen Gesteinstaub und einem Teil Zement gut bewährt.

Treten die Brandgase auf eine längere Entfernung aus dem Gebirge in eine Strecke aus oder muß eine vom oder zum Brandherd führende Flözstrecke gegen einen Querschlag abgeschlossen werden, so ist die Errichtung eines längeren Mauer- oder Lehm-Knüppel-Dammes, ähnlich, wie ihn Abb. 541 zeigt, oder eines Mauer-

gewölbes im Querschlag erforderlich, die gegebenenfalls mit Bergen hinterfüllt und verpreßt werden. Hierbei muß darauf geachtet werden, daß der Damm an den beiden Enden dicht an das feste Gebirge angemauert wird.

17. — Brandtüren. Zum Aufwältigen des Brandfeldes haben sich Mauerdämme mit Brandtüren bewährt. Der Mauerdamm wird zweckmäßig als Doppeldamm ausgebildet und in einem Abstand von wenigstens 5 m mit Brandtüren versehen, um auch längere Materialstücke, z. B. Gestänge oder Rohre, transportieren zu können.

Brandtüren sind dicht schließende Stahltüren, die bei Explosionsgefahr 20 mm stark gewählt werden („schwere Dammtür"). Ist keine Explosionsgefahr vorhanden, so genügt Stahlblech von 2 mm Dicke („leichte Dammtür").

Beim Aufwältigen geht man so vor, daß vor dem Hauptdamm ein Doppeldamm mit Brandtüren errichtet wird, in dessen Schutz dann Haupt- und Vordamm abgetragen werden. Wenn auf Grund der aus dem Brandfeld entnommenen Wetterproben mit einer Explosion nicht mehr zu rechnen ist, dringen Mannschaften, die mit Gasschutzgeräten ausgerüstet sind, über den Damm hinaus vor und errichten in einiger Entfernung einen neuen, mit Türen versehenen Doppeldamm. Ist diese Arbeit gelungen, dann kann der erste Doppeldamm entfernt werden. Dieser Vorgang wird so oft wie notwendig wiederholt.

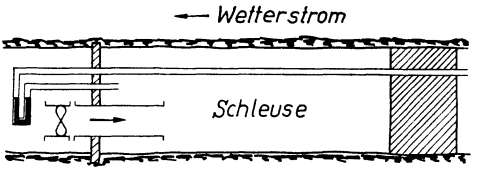


Abb. 542. Schleuse beim aerodynamischen Abdichten von Branddämmen

18. — Aerodynamisches Abdichten von Branddämmen[1]. Wenn die Dämme in stark zerklüftetes Gebirge gesetzt werden müssen, bereitet das völlige Abdichten manchmal große Schwierigkeiten. In solchen Fällen stellt das aerodynamische Abdichten der Dämme mit Hilfe von Luttenventilatoren ein Hilfsmittel dar, um die völlige Abdichtung zu erreichen.

Das Verfahren besteht darin, hinter dem Damm in der Kopfstrecke einen Schleusenraum nach Abb. 542 anzuordnen, der mit Hilfe eines blasenden Luttenventilators auf den gleichen Druck gebracht wird, wie er im unabgedämmten Streckenteil jenseits des Dammes herrscht. Ein U-Rohr ermöglicht das genaue Einhalten des Druckgleichgewichts, bei dem trotz der Undichtigkeiten in Damm und Gebirge keine Wetterbewegung stattfinden kann. Dies ist dadurch festzustellen, daß am Damm in der Grundstrecke die Depression verschwindet.

Sofern der Lüfter die Depression nicht ausgleichen kann, ordnet man am Damm in der Grundstrecke einen saugenden Lüfter an, der die Wirkung des ersten unterstützt. Die Lüfter arbeiten so lange, bis auf Grund der Brandgasanalysen auf das Erlöschen des Brandes geschlossen werden kann.

Das aerodynamische Abdichten hat den Vorteil, daß die damit verbundenen Arbeiten in größerer Entfernung vom Brandherd vorgenommen werden können und mithin die Sicherheit der arbeitenden Belegschaft erhöht ist.

[1] MÜLLER, E.: Aerodynamisches Abdichten von Wetterdämmen und Überwachung ihrer Dichtigkeit. Glückauf 1941 S. 305.

19. — Überwachung der Brandbekämpfung. Um den Zustand und den Verlauf eines Grubenbrandes beurteilen zu können, ist es unerläßlich, sofort nach Feststellung des Brandes Brandgasproben zu entnehmen und schnellstens analysieren zu lassen. Besonderer Wert ist bei der Auswertung der Analysen auf die Feststellung der Explosionsgefahr zu legen. Maßgebend ist dabei nicht die untere Explosionsgrenze, sondern aus Sicherheitsgründen die sog. Bedenklichkeitsgrenze[1]. Sie ist erreicht, wenn folgende Gleichung erfüllt ist:

$$\frac{\%\,CH_4}{5} + \frac{\%\,CO}{13} + \frac{\%\,H_2 + \%\,S.K.W.^2}{4} = 0{,}6.$$

Explosionsgefahr liegt also nicht vor, wenn die linke Seite dieser Gleichung kleiner als 0,6 ist.

Auch nach Schließen des Vordammes und nach Errichten des Hauptdammes sind durch das Schnüffelrohr des Ausziehdammes laufend Brandgasproben zu nehmen. Hierbei ist jeweils die Kennziffer CO/O_2 festzustellen (vgl. Ziff. 8), die Rückschlüsse auf den Zustand des Brandherdes zuläßt. Erst ein ständiges Fallen dieser Kennziffer zeigt an, daß die getroffenen Maßnahmen Erfolg haben. Bleibt die Kennziffer dagegen gleich oder steigt sie gar weiter an, so reicht die bisherige Abdämmung nicht aus und weitere Abdichtungsmaßnahmen müssen unverzüglich getroffen werden.

20. — Brandgase, Brandwetter, Brandgasexplosionen[3]. Die in einem Brandfeld abgedämmten Gase nennt man „Brandgase"; treten diese in den Wetterstrom der Grube über, so spricht man von „Brandwettern".

Die Zusammensetzung der Brandgase ist in gewissen Grenzen von der Entwicklung des Brandes abhängig. Darüber hinaus üben aber die Größe des Brandes, die Intensität der Verbrennung und die Verdünnung der Brandgase durch Methan einen maßgebenden Einfluß auf die chemische Zusammensetzung der Brandgase aus. Die Brandgasproben enthalten im allgemeinen CO, CO_2, N_2, CH_4, seltener dagegen H_2, H_2S oder schwere Kohlenwasserstoffe (S.K.W.).

Kohlenoxyd wird in allen Brandgasproben festgestellt, und zwar in Mengen bis zu 6%. Der Gehalt an Kohlendioxyd schwankt zwischen 0,1 und 9% und derjenige an Sauerstoff zwischen 9 und 20,5%.

Der Stickstoff nimmt an der Verbrennung nicht teil. Sein Anteil wird daher durch den Anteil der anderen Gase, besonders durch den Methangehalt, bestimmt. Dieser schwankt zwischen 0 und 95% und ist natürlich von der Ausgangsmenge abhängig. Entsprechend dem Ansteigen des Methangehaltes kann der Stickstoffgehalt bis auf 2% fallen.

Wasserstoff und schwere Kohlenwasserstoffe treten selten auf. Sie werden als Schwelgase angesehen, die mit dem Übertritt des Brandes in den Verbrennungszustand mit verbrennen, da ihr Flammpunkt bei rd. 500° C

[1] Richtlinien für die Auswertung der Analysenergebnisse von Brandgasproben bei der Bekämpfung von Grubenbränden. Essen: Verlag Glückauf GmbH. 1954.

[2] S.K.W. = schwere Kohlenwasserstoffe.

[3] Drekopf, K.: Die Explosionsfähigkeit von Grubenbrandgasen, Glückauf 1953 S. 724; — ferner H. Winter: Die Auswertung der Wetteranalysen für die Flözbrandbekämpfung, Glückauf 1931 S. 401; — ferner H. Sanders: Die Auswertung der Wetteranalysen für die Flözbrandbekämpfung, Bergbau 1936 S. 415.

liegt. Während der Gehalt an H_2 im allgemeinen bis 1% (Ausnahmefälle bis 5%) betragen kann, hält sich derjenige an schweren Kohlenwasserstoffen (Äthylen, Propylen usw.) immer unter 1%.

Schwefelwasserstoff (H_2S) ist im Ruhrgebiet nur in einigen Fällen festgestellt worden. Es wird sich nicht um ein Primärgas, sondern um bei der Zerlegung von Schwefelkies entstandenes Gas handeln.

Nachstehende Zahlentafel gibt einen Überblick über die bei der Analyse von Brandgasen gefundenen Werte:

Gas	Anteil in %		
	niedriger Wert	hoher Wert	häufiger Wert
CO	Spuren	6,0	1
O_2	9,0	20,5	19
CO_2	0,1	9,0	8
N_2	2	93,0	78
CH_4	Spuren	95,0	2
H_2, S.K.W.	Spuren	5,0	1

Auf Zustand und Verlauf eines Grubenbrandes können aus den Brandgasanalysen nur bedingte Schlußfolgerungen gezogen werden. Sofern ein verdeckter Brand vorliegt, zeichnet sich dieser zunächst im *Schwelabschnitt* durch einen hohen Gehalt an CO und unter Umständen an H_2 und schweren Kohlenwasserstoffen aus. Der Übergang zum *Verbrennungsabschnitt* ist gekennzeichnet durch ein Absinken des Anteils an brennbaren Gasen und ein Ansteigen des CO_2-Gehaltes. Mit der Abdämmung ist schließlich eine Unterbindung der Sauerstoffzufuhr und damit ein weiteres Ansteigen des CO_2-Gehaltes verbunden.

Wenn Methanausgasung im Brandfeld vorherrscht, kann der Methananteil bis 95% ansteigen. Der Verbrennungsabschnitt geht allmählich in den *Erlöschungsabschnitt* über, wobei der CO_2-Gehalt weiter zu- und der CO-Gehalt bis auf Spuren abnimmt. Den Brandzustand aus den Brandgasproben zu deuten, ist auch deswegen schwierig, weil sich bei jedem Brand der Schwelabschnitt, der Verbrennungsabschnitt und der Erlöschungsabschnitt von außen nach innen konzentrisch aufbauen und zu gleicher Zeit vorhanden sein können. Dadurch gelangen Gase der verschiedenen Brandzustände in der gleichen Probe zur Untersuchung.

Die besten Erfahrungen in der Beurteilung des Brandzustandes sind im Ruhrgebiet mit der Kennziffer CO/O_2 (vgl. Ziff. 8) gemacht worden. Liegt diese unter 1 und in der Nähe des für die Grube charakteristischen Wertes und ist sie längere Zeit auf diesem niedrigen Wert geblieben, so kann mit einem Erlöschen des Brandes gerechnet werden. Man läßt dann noch einige Zeit bis zum Öffnen des Brandfeldes vergehen, um je nach dem Brandumfang dem Brand Gelegenheit zur Auskühlung zu geben. Selbst erloschene Brände können, wenn sie nicht genügend abgekühlt sind, beim Öffnen und bei Berührung mit Sauerstoff sofort wieder aufflammen.

Brandgasexplosionen sind mehrfach im Verlaufe von Bränden vorgekommen. Früher hielt man sie für Kohlenoxydexplosionen; doch erscheint das Auftreten von CO in solchen Mengen, daß das Gemisch mit Luft explosibel ist, ausgeschlossen. Die Explosionen sind durch Zusammenwirken

mehrerer brennbarer Gase, also CO, CH_4, H_2 und S.K.W. zurückzuführen (vgl. Ziff. 19). Bei den Abdämmungsarbeiten muß besonders der CH_4-Gehalt laufend überwacht werden, um bei explosionsgefährlichen Gemischen entsprechende Maßnahmen (Zurückziehen der Mannschaften, Verstärkung der Wetterzufuhr) ergreifen zu können. Der transportable Mono-CH_4-Schreiber[1] der Firma Maihak, Hamburg, hat sich zur Messung des CH_4-Gehaltes der Brandwetter gut bewährt. Vor allem zeichnet er sich durch die Möglichkeit einer laufenden Probenahme aus.

II. Gasschutzgeräte

21. — Einleitung. Es kommt im Grubenbetrieb häufig vor, daß Arbeiten in giftigen (insbesondere CO-haltigen) Gasen oder in matten Wettern zum Zwecke der Abdämmung und der Löschung von Bränden verrichtet werden müssen. Weiter strömen bisweilen giftige oder unatembare Gase aus dem Gebirge (z. B. Schwefelwasserstoff oder Kohlensäure) in solcher Stärke aus, daß die Wetterführung zu ihrer ausreichenden Verdünnung nicht genügt und die Weiterführung der Arbeiten auf die gewöhnliche Weise unmöglich wird. Nach größeren Unglücksfällen, wie Grubenbränden, Schlagwetter- und Kohlenstaubexplosionen, kommt es ferner darauf an, möglichst schnell in die Brandgase oder Nachschwaden vorzudringen, um Verletzte und Betäubte zu retten oder um durch Wiederherstellung einer geordneten Wetterführung der vielleicht abgeschnittenen und gefährdeten Belegschaft eines Feldesteiles Hilfe zu bringen. Diese Aufgaben haben die Einführung von sog. Gasschutzgeräten zur Folge gehabt.

Die Gasschutzgeräte lassen sich wie folgt einteilen:

A. Filtergeräte; — B. Schlauchgeräte; — C. Sauerstoffkreislaufgeräte.

Diese drei Gerätegruppen können nach den Eigenschaften: Offen, frei tragbar und unabhängig vom Sauerstoff der umgebenden Luft, wie folgt eingeordnet werden:

Gruppe	offen	frei tragbar	unabhängig vom O_2-Gehalt der Luft
A. Filtergeräte	×	×	
B. Schlauchgeräte	×		×
C. Sauerstoffkreislaufgeräte		×	×

Bei den Filtergeräten handelt es sich um den CO-Filter-Selbstretter, der bei plötzlich auftretenden Bränden als Fluchtgerät benutzt wird und um das CO-Filter-Arbeitsgerät, welches bei Arbeiten in CO-gefährdeten Betrieben Verwendung findet. Schlauchgeräte können Saug- und Druckschlauchgeräte sein. Im Bergbau unter Tage sind jedoch nur die Druckschlauchgeräte zugelassen. Zu den Sauerstoffkreislaufgeräten ist schließlich vorweg zu bemerken, daß der verwendete Sauerstoff in Form von:

1. hochverdichtetem Sauerstoff (in Deutschland gebräuchlich),
2. flüssiger Luft (z. B. in Großbritannien) und
3. chemisch gebundenem Sauerstoff

[1] Linsel, E.: Methanschreiber für eine selbsttätige Wetterüberwachung unter Tage. Schlägel u. Eisen 1952 S. 521.

im Gerät vorhanden sein kann. Die Verwendung des chemisch gebundenen Sauerstoffs ist z. Z. noch nicht gebräuchlich.

Zu erwähnen sind noch Behältergeräte, die Druckluftmengen von mindestens 1200 l (z. B. 2 Flaschen zu 3 l Inhalt und 400 atü Fülldruck) mitführen. Sie werden jedoch nur über Tage verwendet und sollen deshalb hier keine weitere Erwähnung mehr finden.

A. Filtergeräte

22. — Kohlenoxyd-Filter-Selbstretter[1]. Diese, von der Auergesellschaft, Berlin, und dem Drägerwerk, Lübeck, hergestellten Geräte sind dazu bestimmt, bei Grubenbränden oder nach Kohlenstaub- und Schlagwetterexplosionen den Bergmann beim Verlassen der gefährdeten Grubenbaue gegen die Gefahr der Einatmung von Kohlenoxyd, Brandgasen, Rauch und Staub zu schützen. Voraussetzung für den Gebrauch der Geräte ist eine genügende Sauerstoffmenge in der Luft (mindestens 18%) und ein Gehalt an Kohlenoxyd von nicht mehr als 1 Vol.-%. Dann weist das Gerät eine Gebrauchsdauer von 1—2 Stunden auf.

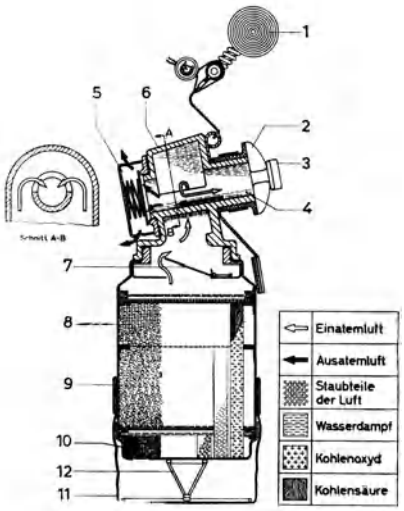


Abb. 543. Schnitt durch den CO-Filter-Selbstretter von Dräger.
1 Nasenklemme; — *2* Gummimundstück; — *3* Beißnocken; — *4* Luft- und Speichelkanal; — *5* Ausatemventil; — *6* Mundstückgehäuse; — *7* Einatemventil; — *8* CO-Katalysator; — *9* Trockenmittel; — *10* Feinstaubfilter; — *11* Grobstaubfilterbeutel; — *12* Spannfeder

Der *Kohlenoxyd-Filter-Selbstretter* (Abb. 543) besteht aus der Tragbüchse und dem eigentlichen Filter, das in die Tragbüchse luftdicht eingeschlossen ist. Bei Gebrauch wird das Filtergerät der Tragbüchse entnommen, das Atemmundstück in den Mund genommen und die Nase mit der Nasenklemme verschlossen. Die Beseitigung des Kohlenoxyds geschieht in der Weise, daß es beim Durchgang durch den aus Metall- (Kupfer- und Mangan-) Oxyden bestehenden Katalysator unter Verbrauch von Sauerstoff zu Kohlendioxyd verbrannt wird, wobei die gleiche Wärmemenge frei wird wie bei Verbrennung des Kohlenoxyds als Flamme. Da der Katalysator durch Feuchtigkeit unbrauchbar wird, muß die Einatemluft vorher getrocknet werden, was durch Vorschalten eines gekörnten Trockenmittels geschieht. Außerdem ist dem Katalysator noch ein Feinstaubfilter und ein lösbarer Stoffbeutel als Grobstaubfilter vorgeschaltet, die Staub zurückhalten. Je ein Aus- und Ein-

[1] Eisenbarth, H.: Der Auer-Kohlenoxyd-Filter-Selbstretter. Glückauf 1951 S. 788; — ferner H. Middendorf: Die Einführung des Kohlenoxyd-Filter-Selbstretters auf der Zeche Neumühl. Glückauf 1951 S. 790; — ferner C. v. Hoff: Die neuzeitliche Entwicklung der Gasschutzgeräte im deutschen Bergbau. Glückauf 1955 S. 77.

atemventil bewirken, daß die eingeatmete Luft nur durch den Filter eintritt und die ausgeatmete Luft direkt ins Freie strömt. Zur Kontrolle werden die Geräte etwa monatlich gewogen.

Ist gegenüber dem auf dem Filter angegebenen Neugewicht keine nennenswerte Gewichtszunahme festzustellen, so hat das Trockenmittel im Filter kein Wasser aufgenommen, der Filter wird also richtig arbeiten. Überschreitet die Gewichtszunahme dagegen 12 g, so muß das Gerät ausgeschieden werden.

Damit der Filterselbstretter seinen Zweck erfüllt, muß er für den Bergmann im Falle der Gefahr sofort greifbar sein. Das kann dadurch geschehen, daß der Mann das Gerät bei sich hat oder daß mehrere Geräte in Behältern in der Nähe des Arbeitsplatzes untergebracht sind. Im erstgenannten Fall werden die Geräte zu Beginn jeder Schicht gegen eine Blechmarke an die einfahrende Belegschaft ausgegeben und nach Schichtende von dieser wieder abgegeben. Auch können die Geräte im Verfahren der Selbstbedienung von entsprechenden Regalen entnommen und nach Schichtende wieder dort oder an einem Sammelplatz abgestellt werden[1]. Die Geräte werden also über Tage aufbewahrt. Im Gegensatz dazu bleiben die Geräte bei dem anderen Verfahren ständig unter Tage. Die Blechbehälter fassen 4, 8, 12 und 16 Selbstretter, und zwar werden die kleineren Behälter im Streb etwa in Abständen von 30 m am Kohlenstoß untergebracht, während die größeren Behälter an Ladestellen, Gesenken, Aufbrüchen, Füllörtern u. dgl. Aufstellung finden.

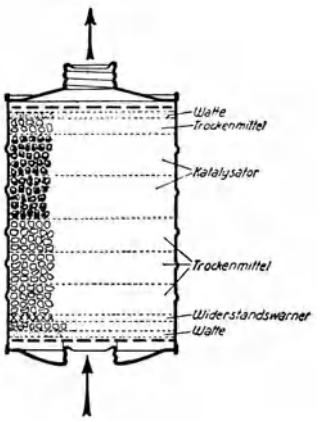


Abb. 544. Filter zum CO-Filter-Arbeitsgerät von Dräger

Von Vorteil bei der Übertagelagerung ist, daß jeder Bergmann während der Schicht mit einem Gerät ausgerüstet ist und im Ernstfall unverzüglich auf seinen Selbstretter zurückgreifen kann. Nachteilig ist, daß bei einem Unglück ein Gerät zerstört werden kann und der Mann dann ungeschützt ist. Dem kann man abhelfen, indem zusätzlich einige Behälter mit Selbstrettern in der Grube an geeigneten Punkten gelagert werden. Die Kosten der Übertagelagerung betragen etwa 7—10 Dpf je verfahrene Schicht gegenüber 5 Dpf bei Untertagelagerung.

Trotz der etwas höheren Kosten ist aus Sicherheitsgründen die Übertagelagerung vorzuziehen, da nur hierbei die Gewähr gegeben ist, daß im Ernstfall jeder Bergmann mit einem Selbstretter ausgerüstet ist.

23. — CO-Filter-Arbeitsgeräte. Diese Geräte bestehen aus einer Filterbüchse (Abb. 544), die durch einen Zwischenschlauch mit der Atemmaske oder dem Mundstück verbunden ist. Die Beseitigung des Kohlenoxyds erfolgt in der Weise, daß es beim Durchgang durch eine Katalysatormasse zu

[1] SCHMIDT, G.: Die Einzelausrüstung der Belegschaft der Schachtanlage 1/2 der Zeche Auguste Victoria mit Kohlenoxyd-Filter-Selbstrettern nach Jüttner. Glückauf 1954 S. 1410.

Kohlendioxyd verbrannt wird. Der Katalysator besteht aus einem Gemisch von Mangansuperoxyd und Kupferoxyd und behält so lange seine katalytische Wirkung, wie er vollkommen trocken ist. Da die Atemluft immer einen gewissen Feuchtigkeitsgehalt hat, müssen den Metalloxyden trocknende Schichten vorgeschaltet werden. Die Gebrauchsdauer eines derartigen Kohlenoxydfiltergerätes richtet sich nach dem Feuchtigkeitsgehalt der Luft und ist bei absolut trockener Luft unbegrenzt.

Die von den Firmen Dräger und Auer hergestellten Kohlenoxydfilter besitzen vor der Trockensubstanz noch eine Warnschicht, die das Ende der Gebrauchsdauer des Gerätes anzeigt.

B. Schlauchgeräte

24. — Allgemeines. Zu der Gruppe der Schlauchgeräte gehören sämtliche Gasschutzgeräte, bei denen der Gerätträger Frischluft von einer gasfreien Stelle durch eine geschlossene Leitung (Schlauchleitung) zur Atmung erhält. Sie sind daher im Gegensatz zu den Filtergeräten von der Zusammensetzung der den Gerätträger umgebenden Luft unabhängig. Da jedoch durch die Art der Luftzuführung eine gewisse Behinderung des Gerätträgers vorliegt, ist ihre Verwendung immer nur dann möglich, wenn es sich um stationäre Arbeiten mit kurzem Anmarschweg bis etwa 75 m Länge handelt. Es gibt *Saugschlauch-* und *Druckschlauchgeräte.* Für den Grubenbetrieb sind jedoch nur die Druckschlauchgeräte zugelassen.

25. — Druckschlauchgeräte. Bei den Druckschlauchgeräten wird dem Geräteträger die Luft entweder durch einen im Frischwetterstrom aufgestellten Blasebalg oder durch eine mittels eines atembaren Preßgases (Druckluft) betriebenen Strahldüse zugeführt. Neuerdings erfolgt die Luftzuführung häufig auch durch Anschluß des Luftzuführungsschlauches an eine vorhandene Niederdruckluftleitung. Bei den Druckschlauchgeräten herrscht im Gerät ein ständiger Überdruck, weshalb sie eine größere Sicherheit bieten als die Saugschlauchgeräte. Die Atemgarnitur besteht aus einer *Atemmaske* oder einer *Kopfschutzhaube* sowie aus dem Luftzuführungsschlauch. Bei den an die *Druckluftleitung* angeschlossenen Druckschlauchgeräten wird in den meisten Fällen als Atemeinrichtung die Kopfschutzhaube verwendet, da auch hierbei Frischluft in praktisch unbegrenzten Mengen zur Verfügung steht. Zwischen Luftzuführungsschlauch und Druckluftleitung schaltet man ein mit einem Drosselventil versehenes Luftreinigungsfilter ein. Dieses Filter hat die Aufgabe, die Druckluft vor Eintritt in das Atemschutzgerät von Öldünsten und Feuchtigkeit zu reinigen. Durch das Drosselventil wird eine dem Bedarf entsprechende Luftzumessung ermöglicht.

C. Sauerstoffkreislaufgeräte

26. — Allgemeines. Der Grundgedanke dieser Geräte ist, einen gewissen Vorrat an Sauerstoff mitzuführen und ihn durch einen Atemschlauch dem Gerätträger dem Bedarf entsprechend allmählich zuzuleiten. Alle Sauerstoffkreislaufgeräte wirken nach dem *Regenerationsprinzip,* indem der verbrauchte Sauerstoff aus dem Vorratsbehälter ergänzt und gleichzeitig

die Kohlensäure der ausgeatmeten Luft gebunden wird. Sie sind demnach ebenso wie die Schlauchgeräte von der Zusammensetzung der den Gerätträger umgebenden Luft unabhängig. Die neuzeitlichen Sauerstoffschutzgeräte für den Bergbau sind ausnahmslos *Lungenkraftkreislaufgeräte*, d. h. der Kreislauf der Atemluft wird vom Gerätträger mit eigener Lungenkraft getätigt. Sie bestehen im wesentlichen aus dem Sauerstoffbehälter nebst der Ausflußregelung, dem Luftreiniger für die Bindung der Kohlensäure sowie dem Ventilkasten zur Umlaufsteuerung der Atemluft. Hinzu kommen die Hilfseinrichtungen, insbesondere der Atembeutel, der Druckmesser, das Warnsignal, die Verbindungsschläuche und die Atemeinrichtung.

Nach der Art der Dosierung der Sauerstoffzufuhr können Geräte mit *konstanter Dosierung*, mit *lungenautomatischer Dosierung* und mit *Doppeldosierung* unterschieden werden. Die konstante Dosierung führt, dem Bedarf bei schwerer Arbeit entsprechend, 2 l/min dem Atemkreislauf zu. Bei geringerem Verbrauch geht der überschüssige Sauerstoff verloren, bei Mehrverbrauch kann er mittels eines besonderen Ventils zugesetzt werden. Die lungenautomatische Dosierung ist gekennzeichnet durch die Sauerstoffbemessung mittels eines Lungenautomaten. Diese Geräte können durch Stickstoffanreicherung zu einer *Stickstoffnarkose* führen und sind deswegen durch Geräte mit Doppeldosierung verdrängt worden, bei denen konstant 1,5 l/min zugeführt und bei schwerer Arbeit der Mehrverbrauch durch einen Lungenautomaten zugegeben wird.

In den letzten Jahren führte die Entwicklung zunächst zu rein lungenautomatisch gesteuerten Ventilen hin, die durch konstruktive Maßnahmen (Stufendosierung, Spülpumpe, vgl. unten) die Nachteile der lungenautomatischen Steuerung vermieden. Die neuesten Geräte der Firmen Auer und Dräger für mehrstündige Verwendungsdauer werden jedoch wieder mit Doppeldosierung gebaut, weil diese sich durch größere Einfachheit und Sicherheit auszeichnet[1].

27. — Luftverbrauch der Menschen. Die Sauerstoffkreislaufgeräte beruhen auf der Tatsache, daß bei der Atmung des Menschen von dem rd. 21% betragenden Sauerstoffgehalt der Einatemluft lediglich rd. 4% verbraucht und in Kohlensäure umgesetzt werden. Demnach enthält die Ausatemluft neben dem unverminderten Stickstoffgehalt von 79% noch rd. 17% Sauerstoff und 4% Kohlensäure. Wird diese Ausatemluft in einer besonderen Vorrichtung von der Kohlensäure befreit und der verbrauchte Sauerstoff aus einem mitgenommenen Sauerstoffvorrat ergänzt, dann ist sie wieder zur Einatmung verwendbar *(Regenerationsprinzip)*. Daraus ergibt sich, daß mit einem verhältnismäßig geringen Sauerstoffvorrat eine lange Gebrauchsdauer erzielt wird.

Der Luftverbrauch des Menschen und dementsprechend der Sauerstoffverbrauch ist von dem jeweiligen Betätigungsgrad abhängig und steigert sich mit zunehmender Arbeitsleistung. Zahlreiche Beobachtungen und Versuche haben ergeben, daß der Luftverbrauch eines erwachsenen Menschen in der Ruhe sich unter gewöhnlichen Verhältnissen auf etwa 8 l/min beläuft. Bei mittlerer Arbeitsleistung beträgt er durchschnittlich 30 l/min, bei schwe-

[1] v. Hoff, C.: Die neuzeitliche Entwicklung der Gasschutzgeräte im deutschen Bergbau. Glückauf 1955 S. 77.

rer Arbeitsleistung 50 l/min und für kürzere Zeit und bei sehr starker Anstrengung kann sich der Luftverbrauch bis auf 70 l/min steigern[1].

Berücksichtigt man, daß bei angestrengter Atmung, wenn man also minutlich 50 l Luft ein- und ausatmet, in derselben Zeit nur 2 l CO_2 erzeugt werden oder ebensoviel Sauerstoff verbraucht wird, so ergibt sich, daß bei voller Wiederausnutzung der Ausatemluft höchstens eine Sauerstoffmenge, die dem angegebenen Betrage gleichkommt, durch künstliche Zufuhr hinzuzufügen ist. Für 2 Stunden (= 120 Minuten) sind also 240 l Sauerstoff mehr als ausreichend, während im übrigen, um die Lunge genügend füllen zu können, die immer wieder von der Kohlensäure befreite Luft im Kreislauf verbleiben muß. Für die Lunge ist die Einatmung reinen Sauerstoffs statt der Luft bei atmosphärischem Druck ohne jede schädliche Wirkung; vielmehr wirkt der Sauerstoff in Fällen von Bewußtlosigkeit sogar belebend.

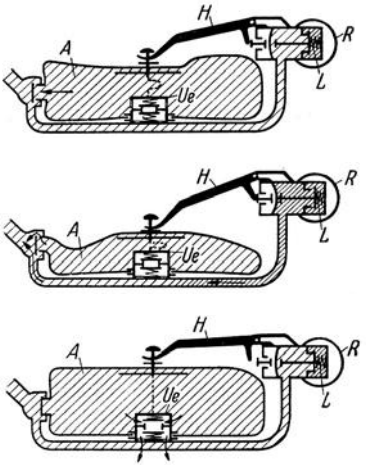


Abb. 545. Wirkungsweise des Dräger-Lungenautomaten.
A Atembeutel; — *Ue* Überdruckventil; — *R* Druckminderventil; — *L* Sauerstoffzusatzsteuerung; — *H* Steuerhebel.
Oben: Normalfüllung des Beutels; — Mitte: Leerer Atembeutel, Öffnen des Zusatzventils; - Unten: Prall gefüllter Atembeutel; Öffnen des Überdruckventils

28. — Die Sauerstoffbehälter und die Ausflußregelung. Der Sauerstoff wird in Stahlflaschen mitgeführt. Diese haben bei den Bergbaugeräten einen Inhalt von 2 l und werden nach dem Druck, den sie auszuhalten haben, mit 150/225 oder 200/300 bezeichnet. Dies bedeutet, daß die Flaschen z. B. mit 150 at gefüllt werden, jedoch einen Prüfdruck von 225 at aushalten müssen. Eine 2 l-Flasche faßt bei einem Druck von 150 at 300 l Sauerstoff, die nach Ziff. 27 für 2 Stunden ausreichen, und bei nicht allzu schwerer Arbeitsleistung sogar noch eine Reserve von etwa einer Stunde einschließen. In den neuhergestellten Geräten müssen die Flaschen 400 l Sauerstoff enthalten, was einem Druck von 200 at entspricht.

Zwecks Regelung des Ausflusses ist an die Flasche zunächst ein *Druckminderventil* angeschlossen, das den Gasdruck auf 3 at herabsetzt. Der Übertritt des Sauerstoffs in den Kreislauf des Gerätes ist so geregelt, daß durch eine Düse eine gleichbleibende Menge von 1,5 l/min einströmt, und bei Mehrbedarf durch ein *lungengesteuertes Ventil* zusätzlicher Sauerstoff freigegeben wird (Doppeldosierung).

Als Beispiel für ein lungengesteuertes Ventil ist der Lungenautomat der Drägerwerke, Lübeck, in Abb. 545 wiedergegeben. Er ist ein durch Federdruck verschlossenes und mit einem Steuerhebel versehenes Ventil. Der

[1] Haldane: Die Bedeutung des Sauerstoffs und der Kohlensäure für die Arbeit. Kali 1916 S. 122; — ferner Z. Berg-, Hütt.- u. Salinenw. 1926 S. B 95; Gutachten über die Anforderungen, die in physiologischer Hinsicht an Gasschutzgeräte für den Bergbau zu stellen sind.

Steuerhebel ist außen an der vorderen Beutelwand beweglich befestigt. Durch den bei der Einatmung erzeugten Unterdruck fällt der Beutel zusammen, und seine Wände ziehen den Steuerhebel herunter, wodurch das Ventil geöffnet und dem Sauerstoff der Weg in den Atembeutel freigegeben wird. Am Ende der Einatemperiode schließt sich das Ventil wieder.

Darüber hinaus besitzen die Geräte eine Einrichtung, die es dem Gerätträger ermöglicht, durch Druck auf einen Knopf über eine Umgehungsleitung weiteren Sauerstoff in das Gerät strömen zu lassen *(Handzusatz)*. Die Einrichtung schließt sich selbsttätig nach Gebrauch. Ist zuviel Atemluft im Gerät vorhanden, so kann sie durch ein *Überdruckventil* ins Freie entweichen. Ein solcher Luftaustritt darf nicht lediglich als Verlust angesprochen werden. Es hat sich nämlich gezeigt, daß die allzu sparsame Ausnutzung des Sauerstoffs, falls dieser nicht ganz besonders rein (etwa 99,5%) geliefert wird, allmählich zu gefährlichen Ansammlungen von Stickstoff im Atemkreislauf führen kann. Bei den mit reichlichem Ausfluß des Sauerstoffs arbeitenden Geräten liegt diese Gefahr nicht vor, weil der das Gerät verlassende Luftüberschuß den Stickstoff in genügendem Maße mitspült.

29. — Bindung der Kohlensäure. Für die Beseitigung der Kohlensäure bedient man sich des Alkalihydroxyds, das sich durch Aufnahme von Kohlensäure leicht in das entsprechende Karbonat umwandelt. Außerdem nimmt es bis zu einem gewissen Maße die Atemfeuchtigkeit auf. Die gekörnten Chemikalien befinden sich in geschlossenen Behältern, sog. *Patronen*, die in das Gerät eingesetzt werden.

Ein Nachteil des Alkalihydroxyds liegt in seiner hohen Reaktionstemperatur von etwa 150° C, so daß die Atemluft, besonders bei schwerster Arbeit, stark erwärmt wird. Außerdem nimmt die Aufnahmefähigkeit für Feuchtigkeit in der zweiten Hälfte der Benutzungszeit ab, was eine Verschlechterung der klimatischen Bedingungen zur Folge hat.

30. — Der Umlauf der Atemluft. Die ausgeatmete Luft wird zunächst durch einen Ausatemschlauch zum *Ventilkasten* geführt, von wo sie durch das sich öffnende Ausatemventil in die Alkalipatrone strömt.

Von ihr gelangt sie in den Atembeutel. Aus diesem strömt sie bei der Einatmung durch das ebenfalls im Ventilkasten befindliche Einatemventil und durch den Einatemschlauch zum Gerätträger zurück.

31. — Hilfsvorrichtungen. Der aus gummiertem Stoff oder aus Paragummi bestehende *Atembeutel* hat einen nutzbaren Inhalt von 6 l, so daß dem Gerätträger auch in Augenblicken plötzlich erhöhten Luftbedarfs genügend Luft zur Füllung der Lunge zur Verfügung steht. Zur Überwachung des in der Sauerstoffflasche vorhandenen Vorrates sind die Geräte mit einem Manometer *(Finimeter)* versehen.

Um Unfälle von Gerätträgern durch „Stickstoffnarkose" infolge Sauerstoffmangels bei nichtgeöffnetem Flaschenventil zu vermeiden, ist eine *akustische Warnvorrichtung* in den Atemkreislauf eingeschaltet und derart mit der Sauerstoffzuführung verbunden, daß während der Ausatmung bei geschlossener Flasche eine Warnhupe ertönt, die bei geöffnetem Flaschenventil durch den Druck des ausströmenden Sauerstoffes ausgeschaltet ist. Nachgiebige und gegen mechanische Beschädigungen weitgehend unemp-

findliche Faltenschläuche aus gummiertem Stoff verbinden die einzelnen Teile des Gerätes miteinander.

Zum Auffangen des Speichels, der den Gerätträger belästigen und, falls er bis in die Alkalipatrone gelangt, das Chemikal verflüssigen würde, wird an geeigneter Stelle ein abschraubbarer Speichelfänger angebracht.

32. — Atemgarnituren (Mundstück- und Maskenatmung). Dem luftdichten Anschluß des Gasschutzgerätes an das Atemorgan des Gerätträgers dienen entweder das Mundstück mit der zugehörigen Nasenklemme und der Rauchschutzbrille oder die Atemmaske.

Bei der Verwendung des Mundstücks ist der Gerätträger entgegen der Gewohnheit gezwungen, nur durch den Mund zu atmen. Hierdurch werden die Schleimhäute schnell trocken, was zu Hustenreiz führt. Ungünstig ist außerdem, daß der Träger keine Möglichkeit zu sprechen hat. Die Maske vermeidet diese Nachteile, jedoch ist sie infolge der weit größeren Abdichtlinie nicht in allen Fällen so sicher wie das Mundstück, weshalb das Mundstück in den meisten Fällen vorgezogen wird.

33. — Die zugelassenen Sauerstoffkreislaufgeräte. Vor der Zulassung sind die Geräte auf den Hauptstellen für das Grubenrettungswesen in den Oberbergamtsbezirken Dortmund und München zu prüfen.

Die von der Bergbehörde z. Z. zugelassenen Geräte sind in der folgenden Zusammenstellung aufgeführt:

Bezeichnung	Regelung des Sauerstoffzuflusses[1]	Gewicht	Abmessungen		
		kg	Höhe cm	Breite cm	Dicke cm
Auer-Audosgerät MR 2 1932	Konstante Dosierung von 1,5 l/min und Lungenautomat	16,8	51,0	45,0	15,0
Dräger-Bergbaugerät BG 160 A	Konstante Dosierung von 1,5 l/min und Lungenautomat	17,8	49,0	45,0	15,0
Dräger-Bergbaugerät BG 170/400	Lungenautomat	17,0	49,5	45,0	15,5
Auer-Gerät MR 54/400	Konstante Dosierung von 0,8—0,6 l/min und Lungenautomat	16,5	51,5	44,0	15,0
Dräger-Bergbaugerät BG 172/400	Konstante Dosierung von 1,5 l/min und Lungenautomat	16,8	49,5	45,0	15,5
Auer-Gerät MR 56/400	Konstante Dosierung von 1,5 l/min und Lungenautomat	17,5	55,0	45,0	16,0

Alle Geräte sind zur Vermeidung von mechanischen Beschädigungen während der Benutzung vollgekapselt. Von den obengenannten Geräten sollen die vier letzten Geräte beschrieben werden.

34. — Das Dräger-Bergbaugerät Modell BG 170/400. Dieses Gerät ist in Abb. 546 dargestellt. Gegenüber dem Gerät 160 A (vgl. Bd. II, 7. Aufl.) unter-

[1] Alle aufgeführten Geräte besitzen außerdem „Handzusatz".

scheidet es sich durch eine längere Gebrauchsdauer, die bei schwerer Arbeit bis 7 Stunden beträgt. Erreicht wird diese lange Gebrauchsdauer durch eine größere Sauerstoffmenge von 400 l bei 200 at Druck in einer Sauerstoffflasche üblicher Größe und eine um 4 cm längere Alkalipatrone. Außerdem ist die konstante Dosierung durch eine rein lungenautomatische Sauerstoffzuführung ersetzt[1].

Zur Erzielung einer sparsamen Sauerstoffdosierung ist der Hebel des Lungenautomaten (s. Abb. 545) so eingestellt, daß sich das Ventil erst öffnet, nachdem dem Atembeutel 1,5 l, das sog. Anspringvolumen, entnommen sind. Durch eine Drosseldüse wird die Sauerstoffzugabe in der 1. Stufe auf höchstens 3,5 l/min beschränkt. Da bei schwerer Arbeit der Verbrauch vorübergehend über diesem Wert

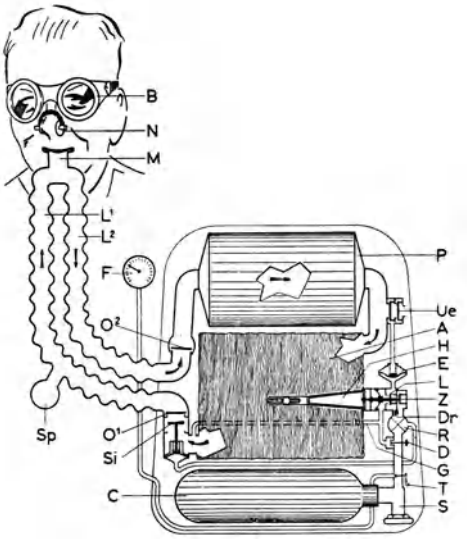


Abb. 546. Sauerstoffkreislaufgerät von Dräger, Modell BG 170/400.

B Gasbrille; — *N* Nasenklemme; — *M* Mundstück; — L^1 Einatemschlauch; — L^2 Ausatemschlauch; — *F* Druckmesser; — *Sp* Speichelfänger; — O^1 Einatemventil; — O^2 Ausatemventil; — *Si* Warnsignal; — *C* Sauerstoffflasche; — *P* Alkalipatrone; — *Ue* Überdruckventil; — *A* Atembeutel; — *H* Steuerhebel; — *E* Spülpumpe; — *L* Lungenautomatisches Ventil; — *R* Druckminderventil; — *D* Handzusatzventil; — *G* Sauerstoffleitung; — *T* Absperrventil für Druckmesserleitung; — *S* Verschlußventil.
Der Atemkreislauf ist durch Pfeile gekennzeichnet

liegen kann, ist in der 2. Stufe eine Zusatzdosierung vorgesehen, die bei einer Atemluftentnahme von mehr als 5 l/min anspricht und durch einen Zustrom von 55 l/min die sofortige Wiederauffüllung des Atembeutels bewirkt.

Um der Gefahr der Stickstoffanreicherung zu begegnen, ist eine vom lungenautomatischen Ventil gesteuerte *Spülpumpe* vorhanden, die dem Atemkreislauf ständig etwa 8% der Luftmenge entzieht.

Damit sofort nach Anlegen des Gerätes eine genügende Sauerstoffmenge im Atembeutel vorhanden ist, strömen durch eine sogenannte Vorspülung unmittelbar nach dem Öffnen des Sauerstoffflaschenventils ungefähr 6 l Sauerstoff selbsttätig in den Atemkreislauf und bewirken dort eine Sauerstoffanreicherung der im Gerät enthaltenen Luft auf rd. 40%.

35. — Das Dräger-Sauerstoffkreislaufgerät Modell BG 172/400. In diesem neuen Sauerstoffgerät ist das Prinzip der rein lungenautomatischen Sauerstoffdosierung verlassen und die Doppeldosierung wieder eingeführt worden, und zwar

[1] Hollmann, F.: Die Entwicklung rein lungenautomatischer Sauerstoff-Schutzgeräte in Frankreich, Polen und Deutschland. Glückauf 1951 S. 393.

beträgt die konstante Sauerstoffdosierung 1,5 l/min. Der Sauerstoffvorrat beläuft sich bei 2 l Flascheninhalt und 200 kg/cm² Fülldruck auf 400 l Sauerstoff. Die Gebrauchsdauer ist bei schwerer Arbeit 4 Stunden. Wegen der konstanten Sauerstoffdosierung von 1,5 l/min ist sie bei leichteren Einsätzen nicht wesentlich höher.

Die Wirkungsweise des Gerätes geht aus Abb. 547 hervor: Die Ausatemluft strömt durch den Ausatemschlauch *a* und das Ausatemventil *b* in die Alkalipatrone *c*, wird hier von der Kohlensäure gereinigt und gelangt in den Atembeutel *d*. Bei der Einatmung wird die mit dem Sauerstoff der konstanten Dosierung aufgefrischte Luft durch das Einatemventil *i* und den Einatemschlauch *k* angesaugt. Jedoch wird die konstante Sauerstoffmenge nicht in den Atembeutel, sondern von der Dosierungsdüse *f* durch die Sauerstoffleitung *h* in den Einatemschläuch geleitet, wo sie sich während der Ausatmung sammelt. Wenn bei erhöhter Arbeitsleistung der Sauerstoff der konstanten Dosierung nicht ausreicht, um den Bedarf des Geräteträgers zu decken, entleert sich der Atembeutel so weit, daß das lungen-

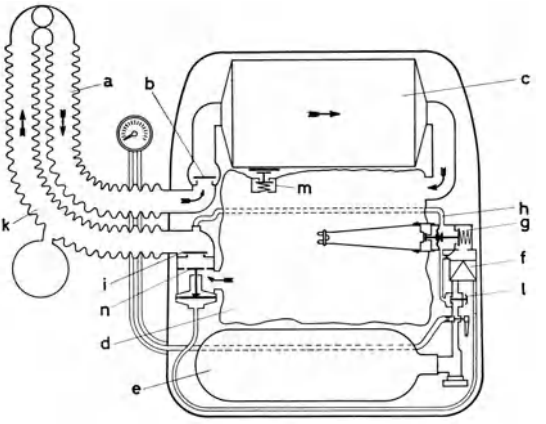


Abb. 547. Sauerstoffkreislaufgerät von Dräger, Modell BG 172/400.
a Ausatemschlauch; — *b* Ausatemventil; — *c* Alkalipatrone; — *d* Atembeutel; — *e* Sauerstoffflasche; — *f* Reduzierventil mit konstanter Dosierung; — *g* Lungenautomatisches Ventil; — *h* Sammelrohr; — *i* Einatemventil; — *k* Einatemschlauch; — *l* Handzusatzventil; — *m* Überdruckventil; — *n* Akustisches Warnsignal

automatische Ventil *g* sich selbsttätig öffnet und ebenfalls über das Druckminderventil *f* zusätzlichen Sauerstoff in die Sauerstoffleitung liefert. Versagen ständige und lungengesteuerte Zuteilung oder will sich der Geräteträger aus einem andern Grund frischen Sauerstoff unmittelbar zuführen, so ist dies jederzeit durch das von Hand zu betätigende Handzusatzventil *l* möglich. Hierbei wird, wie in der Abbildung ersichtlich, das Druckminderventil, die Dosierungsdüse und der Lungenautomat übergangen. Das am Atembeutel angebrachte Überdruckventil *m* läßt überschüssige Gerätluft entweichen. Als Sicherheitsvorkehrung ist das Warnsignal *n* im Einatemventilkasten untergebracht. Es ertönt während der Einatmung, wenn das Ventil der Sauerstoffflasche nicht geöffnet wurde oder wenn die Flasche leer ist.

36. — Die Sauerstoffkreislaufgeräte MR 54/400 und MR 54/150 der Auergesellschaft, Berlin. Die Gebrauchsdauer des Auergerätes MR 54/400 entspricht etwa der des Drägergerätes BG 170/400. Es unterscheidet sich von diesem hauptsächlich dadurch, daß neben der lungenautomatischen Dosierung eine konstante Dosierung von 0,8—0,6 l/min vorgesehen ist. Der Lungenautomat ist bei diesem Gerät nicht federgesteuert, sondern als *Membranlungenautomat* ausgebildet, der durch den beim Einatmen erzeugten Unterdruck betätigt wird. Auch bei diesem Gerät

ist eine Sauerstoffvorspülung, allerdings in Höhe von 7,5 l, beim Öffnen des Sauerstoffflaschenventiles vorgesehen.

Außer diesem Gerät baut die Auergesellschaft ein Gerät für eine kürzere Gebrauchsdauer (MR 54/150), das dem eben beschriebenen bis auf eine kleinere Sauerstoffflasche von 1 l Inhalt, eine kleinere Alkalipatrone von 7 × 14 cm und einen kleineren Atembeutel von 5 l Inhalt gleicht.

37. — Das Sauerstoffkreislaufgerät MR 56/400 der Auergesellschaft, Berlin. Das Sauerstoffkreislaufgerät MR 56/400 (Abb. 548) hat ebenso wie die vorgenannten Auergeräte Doppeldosierung. Allerdings ist durch die höhere konstante Dosierung von 1,5 l/min die Gebrauchszeit auf etwa 4 Stunden bei schwerer körperlicher Arbeit begrenzt. Der Lungenautomat ist durch ein Membranventil gesteuert. Da

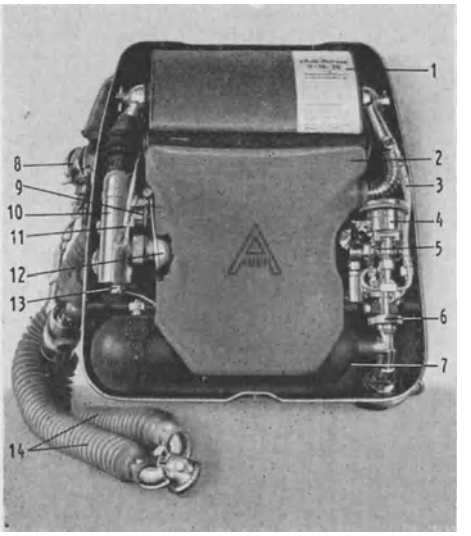


Abb. 548. Sauerstoffkreislaufgerät von Auer, Modell MR 56/400.
1 Alkalipatrone; — *2* Atembeutel; — *3* Sauerstoffleitung; — *4* Lungenautomatisches Ventil; — *5* Druckminderventil; — *6* Handzusatzventil; — *7* Sauerstoffflasche; — *8* Manometer; — *9* Überdruckventil; — *10* Atemventilkasten; — *11* Impulsleitung zum Lungenautomaten; — *12* Steuerhebel für Überdruckventil; — *13* Warnsignal; — *14* Atemschläuche

bei der hohen konstanten Sauerstoffdosierung die Gefahr einer schädlichen Stickstoffanreicherung nicht gegeben ist, wurde die Spülvorrichtung weggelassen. Das Überdruckventil liegt im Ausatemraum und wird durch eine vom Atembeutel gesteuerte Druckplatte in Gang gesetzt. Zu bemerken ist, daß das Gerät mit einer selbsttätig wirkenden Sauerstoffvorspülung von 7 l arbeitet. Die Größe des Gerätes, die Bemessung der Sauerstoffflasche und der Alkalipatrone sowie die Warneinrichtung entsprechen dem Gerät MR 54/400.

38. — Gasschutzgeräte für kürzere Benutzungsdauer. Außer den vorerwähnten Bergbaugeräten, deren Verwendungsdauer mit Rücksicht auf die unter Tage in den meisten Fällen zurückzulegenden langen Anmarschwege wenigstens 2 Stunden betragen muß, sind für Übertage, vornehmlich für Kokereien, Nebenproduktenanlagen, Feuerwehren und Hüttenbetriebe entsprechende Geräte mit kürzerer Verwendungsdauer — meist 1 Stunde — entwickelt worden. Sie sind kleiner und leichter als die Bergbaugeräte, unterscheiden sich von diesen in Bau und Arbeitsweise aber nicht wesentlich.

39. — Die Verwendung chemisch gebundenen Sauerstoffes. Es gibt zwei Möglichkeiten, den Sauerstoff in Gasschutzgeräten aus Chemikalien

zu gewinnen. Einmal kann die Luftreinigungspatrone statt mit Alkalihydroxyd mit *Alkalisuperoxyd* gefüllt werden, so daß bei gleichzeitiger Aufnahme der ausgeatmeten Kohlensäure und der Atemfeuchtigkeit eine entsprechende Menge Sauerstoff frei wird, was etwa mit der lungenautomatischen Dosierung verglichen werden kann. Von Nachteil ist, daß neben der starken Erwärmung der Atemluft die Sauerstofflieferung nicht sofort nach Inbetriebnahme dieser sog. *Proxylengeräte* in ausreichendem Maße einsetzt.

Die andere Möglichkeit der Sauerstoffgewinnung besteht darin, eine Patrone mit *Kaliumchlorat* mitzuführen, das, allerdings unter erheblicher Wärmeabgabe, gleichmäßig Sauerstoff abspaltet, wenn es von außen her auf die hierfür erforderliche Temperatur gebracht ist. Die Sauerstoffabgabe dieser sog. *Naszogengeräte* ist mit der konstanten Dosierung vergleichbar.

Geräte dieser Art haben sich jedoch noch nicht eingeführt.

40. — Behandlung der Sauerstoffkreislaufgeräte. Damit die Geräte im Ernstfalle nicht versagen, sind sie sorgfältig in hellen, luftigen Räumen zu lagern, regelmäßig zu prüfen und dauernd in bester Ordnung zu halten.

Die Sauerstoffkreislaufgeräte müssen vor jeder Benutzung einer eingehenden Prüfung durch einen ausgebildeten Gerätewart unterzogen werden. Mit einem Dichtprüfer ist das Gerät zunächst auf absolute Dichtigkeit des gesamten Kreislaufes zu untersuchen. Sodann ist mit einem Mengenmesser die minutlich ausströmende Sauerstoffmenge auf ihre vorschriftsmäßige Größe zu prüfen. Weiterhin sind das lungenautomatische Ventil und das Überdruckventil auf ordnungsgemäßen Zustand zu untersuchen. Neuerdings sind von den Firmen Dräger und Auer für diesen Zweck kombinierte Prüfgeräte entwickelt worden, mit denen alle die obengenannten Prüfungen durchgeführt werden können. Schließlich ist vor dem Anschließen der Atemschläuche die Atemgarnitur (Mundstück, Nasenklemme und Rauchbrille oder Atemmaske) auf dichten Sitz zu untersuchen.

41. — Vergleich zwischen Schlauch- und Sauerstoffkreislaufgeräten. Während die Schlauchgeräte nur in begrenzter Entfernung, aber mit unbeschränkter Benutzungsdauer gebraucht werden können, ist bei den Sauerstoffkreislaufgeräten die Entfernung unbegrenzt, aber die Benutzungsdauer beschränkt. Freilich ist auch in letzterem Falle eine Begrenzung der Entfernung vorhanden, da diese von der Benutzungsdauer abhängt; sie tritt aber immerhin bedeutend weniger in Erscheinung als bei den Schlauchgeräten. Mit diesem Unterschied ist von vornherein eine verschiedene Bewertung der Geräte für verschiedene Arbeiten gekennzeichnet.

Schlauchgeräte können in allen solchen Fällen mit gutem Erfolg Verwendung finden, wo es sich um stationäre Arbeiten mit kurzem Anmarschweg handelt. Hierzu gehört vor allem die Errichtung von Branddämmen in der Nähe eines von den Brandgasen unabhängigen Wetterstroms.

Die Einfachheit und die dadurch bedingte große Betriebssicherheit der Schlauchgeräte bringt es mit sich, daß mit ihnen u. U. auch nicht ausgebildete Mannschaften eingesetzt werden können, während bei der Benutzung der Sauerstoffkreislaufgeräte Mitgliedschaft und Ausbildung in der Grubenwehr Voraussetzung sind.

Die Sauerstoffkreislaufgeräte dagegen eignen sich für solche Zwecke, bei denen beispielsweise zu Erkundungen ein Vorstoß auf größere Entfernungen erforderlich ist oder wo Brandbekämpfungs- oder Rettungsarbeiten mit einem größeren Anmarschweg durchzuführen sind. Hierbei ist jedoch vom Führer der vorgehenden Rettungsmannschaft immer darauf zu achten, daß der Rückweg früh genug angetreten wird, d. h. zu einem Zeitpunkt, an dem die Geräte mindestens noch das Doppelte des für den Rückweg erforderlichen Sauerstoffs besitzen.

D. Wiederbelebungsverfahren

42. — Allgemeines. Wiederbelebung von Hand. Bei der Wiederbelebung Bewußtloser ist es in jedem Falle nützlich, Sauerstoff anzuwenden. Beim Fehlen anderer Hilfsmittel ist es immerhin zweckmäßig, vor den Atmungsorganen des Betäubten aus einer Sauerstoffflasche Sauerstoff ausströmen zu lassen, um ihm so eine mit diesem Gas angereicherte Luft zuzuführen. Man setzt dies insbesondere dann fort, wenn man künstliche Atmung anzuwenden gezwungen ist.

In jedem Falle aber soll man, wenn bei Bewußtlosen Atmung und Herztätigkeit ausgesetzt haben, künstliche Atmung anwenden.

Hierfür gebraucht man einfache *Handverfahren* oder aber *mechanische Hilfsmittel.* Von den mit Hand durchzuführenden Verfahren sind die bekanntesten die Beatmung nach SILVESTER, diejenige nach SCHAEFER oder HOWARD und das HOLGER-NIELSEN-Verfahren[1]. Ersteres ist auf dem europäischen Festland, letztere sind in England und in den Vereinigten Staaten von Amerika üblich.

Nach dem *Silvester*-Verfahren wird der Bewußtlose auf den Rücken gelegt, und zwar so, daß die Schultern durch Unterlegen eines gerollten Tuches 10—20 cm angehoben werden, während der Kopf herunterhängt und auf die Seite gedreht wird. Nun faßt der über dem Kopfe des Verunglückten kniende Rettungsmann die Ellenbogen der beiden Arme, zieht sie langsam und kräftig nach oben über den Kopf, bis sie zu dessen beiden Seiten liegen, bringt sie ebenso wieder zurück und drückt sie gegen die Seiten des Bewußtlosen. Bei dem *Schaeferschen* und ebenso bei dem *Howardschen* Verfahren wird der Bewußtlose auf den Bauch gelegt, wobei man dem Gesicht eine saubere Unterlage gibt, damit kein Staub in die Atemwege gelangen kann. Der Rettungsmann kniet seitlich neben dem Verunglückten nieder, faßt mit beiden Händen dessen Seiten und drückt mit seinem Körpergewicht nach, so daß die Luft aus der Lunge gepreßt wird. Danach wird der Verunglückte vom Druck entlastet und seine Lunge saugt Luft an. Das SILVESTER-Verfahren ist das wirksamere. Wenn aber äußere Verletzungen, insbesondere Armbrüche, vorliegen, kann das Schaefersche Verfahren zweckmäßiger sein.

Das dänische Wiederbelebungsverfahren nach HOLGER-NIELSEN[1] kommt vorwiegend bei Gasvergiftungen und bei Ertrunkenen zur Anwendung. Der Verunglückte wird hierbei auf den Bauch gelegt. Die Arme werden angewinkelt und so gelegt, daß das seitlich gedrehte Gesicht auf die zusammengelegten Hände zu liegen kommt. Der Beatmer kniet vor dem Kopf des Bewußtlosen. Bei der Einatmung umfaßt er die Oberarme des Verunglückten, hebt sie an und zieht damit den Oberkörper des Bewußtlosen etwas nach vorn. Nach der Einatmungsbewegung werden die Arme wieder hingelegt. Die Ausatmung wird dadurch unterstützt, daß der Beatmer seine Hände unterhalb des Schulterblattes flach auf den Rücken des Bewußtlosen legt und die Luft aus dem Brustkorb herausdrückt. Der Vorteil

[1] KILLIAN, H., u. A. DÖNHARDT: Wiederbelebung. Stuttgart: Thieme 1955.

dieser Wiederbelebungsmethode liegt darin, daß sowohl die Einatem- als auch die Ausatembewegung unterstützt wird.

Von den handbetätigten mechanischen Hilfsmitteln zur Erzeugung der künstlichen Atmung sei hier der *Inhabad-Wiederbeleber* genannt. Er soll die für die Durchführung der künstlichen Atmung nach SILVESTER erforderliche Tätigkeit des Bedienungsmannes erleichtern und besteht aus einem Brett, auf das der Bewußtlose gelegt wird, und einer damit verbundenen hebelartigen Armstreckvorrichtung mit Bauchgurt. Auch schwächliche Personen können mit Hilfe dieser Vorrichtung die künstliche Beatmung eines Verunglückten längere Zeit durchführen. Das Gerät wird mit und ohne Sauerstoffzuführung geliefert.

43. — Mechanische Verfahren. Der Pulmotor und der Biomotor. Noch einen Schritt weiter gehen die Wiederbelebungsvorrichtungen, von denen der *Pulmotor* des Drägerwerks die weiteste Verbreitung besitzt. Bei diesem Gerät wird abwechselnd durch die Wirkung einer Strahldüse ein Luftsauerstoffgemisch mit einem gewissen Überdruck in die Lunge geblasen und, sobald diese gefüllt ist, mittels derselben Einrichtung nach Umstellen eines Hebels wieder herausgesaugt. Das Umstellen geschieht selbsttätig, nachdem der Überdruck oder die Saugwirkung eine gewisse Größe erreicht haben.

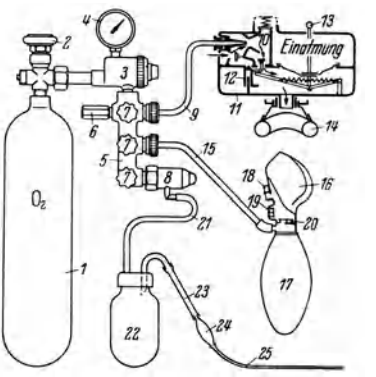


Abb. 549. Pulmotor von Dräger.
1 Sauerstoffflasche; — *2* Flaschenventil; — *3* Druckminderer; — *4* Druckmesser; — *5* Verteiler; — *6* Sicherheitsventil; — *7* Entnahmeventile; — *8* Absaugeinjektor; — *9* Druckschlauch; — *10* Pulmotorinjektor; — *11* Pulmotorumschaltdose; — *12* Umschaltmechanismus; — *13* Umschaltknopf; — *14* Gesichtsmaske; — *15* Inhalationsschlauch; — *16* Inhalationsmaske; — *17* Atembeutel; — *18* Ausatemventil; — *19* Luftzusatzventil; — *20* Einatemventil; — *21* Absaugeleitung; — *22* Absaugeflasche; — *23* Absaugeschlauch; — *24* Sekretschauglas; — *25* Absaugekatheter

Der Pulmotor ist in einem Holzkasten oder in einem Tornister untergebracht und besteht nach Abb. 549 aus folgenden Hauptteilen: Sauerstoffflasche *1*, Sauerstoffdruckminderventil *3*, Injektor *10* mit Steuerungskammer, Steuerautomat *12* mit Schutzkasten, Ein- und Ausatemschlauch *15* mit Atemmasken verschiedener Größen *16* und ein Inhalationsgerät mit Atembeutel *17*, Schlauch und Maske.

Bei der Anwendung des Pulmotors findet wohl eine gute Durchlüftung der Lunge statt, dagegen wird die nächstwichtigste Forderung der Wiederbelebung, nämlich die Wiederherstellung des Blutkreislaufes durch Herzmassage, nicht erfüllt.

Dieses ist dagegen beim *Biomotor* der Firma Otto P. Braun, Stuttgart, der Fall. Das Gerät besteht aus einem schildförmigen Hohlkörper — Pelotte genannt —, der über dem Bauch und der unteren Brustpartie aufgeschnallt wird und über einen Luftschlauch mit einem Turbinengebläse in Verbindung steht. Indem in der Pelotte im Rhythmus der Atembewegung abwechselnd Unter- und Überdruck erzeugt wird, werden Bauchdecke, Bauchorgane und Zwerchfell entsprechend be- und entlastet. Die Druckphase bewirkt eine Zusammendrückung des Herzens und damit die Austreibung des Blutes in die Arterien, während die Saugphase durch ein Zurückströmen des Blutes aus Kopf, Hals, Armen und Beinen zum Herzen und zur Lunge gekennzeichnet ist. Dadurch kommt neben der Atmung auch die Herztätigkeit wieder in Gang.

E. Grubenrettungswesen[1]

44. — Grubenwehren. Für Arbeiten mit Sauerstoffgeräten müssen besondere Mannschaften — Grubenwehren — vorhanden sein, deren Sicher-

[1] Handbuch f. d. Ausbildung der Grubenwehren, herausgegeben v. d. Hauptstelle f. d. Grubenrettungswesen in Essen.

heit im Gebrauch der Geräte in immer wiederholten Übungen aufrechterhalten werden muß. Eine derartige Grubenwehr setzt sich aus einem Oberführer und wenigstens drei Gruppen, bestehend aus einem Führer und vier Wehrleuten, zusammen. Außerdem gehört zu jeder Grubenwehr ein ausgebildeter Gerätewart. Die Stärke der Wehr richtet sich nach den möglichen Gefahren und nach der Größe der betreffenden Schachtanlage. In die Grubenwehr dürfen nur erprobte Bergleute im Alter von 21—40 Jahren aufgenommen werden. Die Aufnahme ist von einer ärztlichen Untersuchung, die in Abständen von drei Jahren und nach schweren Krankheiten wiederholt werden muß, abhängig. Die der Grubenwehr angehörenden Arbeiter haben im Alter von 45 Jahren und die Angestellten im Alter von 50 Jahren aus der Wehr auszuscheiden. In der Regel müssen von den Mitgliedern einer Grubenwehr wenigstens vier Übungen jährlich mit Sauerstoffkreislaufgeräten, eine Übung mit Frischluftgeräten und zwei theoretische Unterweisungen mitgemacht werden. Für die Übungszwecke pflegt man besondere, den unterirdischen Grubenstrecken nachgebildete Räume, die sich dem Ernstfall entsprechend mit Rauch füllen lassen, zu benutzen. Die Arbeitsräume ordnet man zweckmäßig so an, daß sie hufeisenförmig um einen Beobachtungsraum sich erstrecken, von dem aus die übenden Mannschaften durch Beobachtungsfenster überwacht werden können.

Beim Einsatz unter Tage dürfen die mit Gasschutzgeräten ausgerüsteten Mannschaften nur in geschlossenen Gruppen, ein Führer und vier Mann, vorgehen, damit sich die Leute im Falle des Versagens des einen oder anderen Gerätes gegenseitig helfen können. Dem Führer obliegt die Überwachung der Arbeiten und die Beobachtung der Gasschutzgeräte. Durch Ablesen der an den Geräten befindlichen Finimeter hat er sich ständig von dem noch vorhandenen Sauerstoffvorrat zu überzeugen und den Rückweg früh genug anzuordnen. Außerdem muß für jede vorgehende Gruppe an der Bereitschaftsstelle eine Reservegruppe bereitgestellt werden. Die Bereitschaftsstelle, von der aus der Einsatz der einzelnen Gruppen erfolgt, ist im Frischwetterstrom in der Nähe des raucherfüllten Raumes zu errichten. An ihr werden von einem ausgebildeten Gerätewart Reserveteile für die Instandsetzung der Geräte nach jedem Einsatz, wie Alkalipatronen und gefüllte Reservesauerstoffflaschen, bereitgehalten.

45. — Hauptrettungsstellen. Die Überwachung des gesamten Grubenrettungswesens in den einzelnen Oberbergamtsbezirken obliegt den „Hauptstellen für das Grubenrettungswesen". Die Werke sind verpflichtet, eine Grubenwehr und ein der Größe der Grubenwehr entsprechendes Gerätelager zu unterhalten. Von den Hauptrettungsstellen werden die Einrichtungen der Grubenrettungsstellen laufend überwacht. Außerdem obliegt ihnen die Ausbildung der Oberführer, Führer und Gerätewarte in mehrtägigen Kursen. In kleineren Bezirken werden auch die einzelnen Mannschaften von den Hauptrettungsstellen ausgebildet, während in größeren Bezirken, wie z. B. im Ruhrgebiet, die Ausbildung der Mannschaften auf den Werken selbst durch die ausgebildeten Oberführer und Führer erfolgt. Im übrigen sind von den Hauptstellen besondere Hilfeleistungspläne ausgearbeitet, nach denen jeder Schachtanlage eine gewisse Zahl von Nachbarschachtanlagen im Ernstfall mit Mannschaften und Geräten auf Anforderung zur Verfügung stehen muß.

Namen- und Sachverzeichnis

ABADIE 572
Abbau 198ff.
— eines Brandherdes 571
—, einflügeliger 204, 242
—, harmonischer 253, 361f.
— unter dem Meere 532f.
— von Schachtsicherheitspfeilern 252ff.
—, vollständiger 198
—, zweiflügeliger 204, 242
Abbau-folge, s. Baufolge
—-fördermittel, Beeinflussung der Streblänge 207
—-förderung im Firstenstoßbau 262
— — im Schrägbau 234
— — im Streb 207
—-fortschritt 200, 206, 209
—-front 206
—-führung 204
— — zwecks geringer Bergschäden 253, 361f
— — zur Schonung der Gesteinstrecken 251f.
— — im Schachtsicherheitspfeiler 253
— — beim Strebbau 241ff.
—-planung 60ff.
—-richtung 199, 369
Abbaustrecken, Begriffsbestimmung 64
—-, Auffahren im Erzbergbau 65
—, Auffahren im Steinkohlenbergbau 65
—, Kostenvergleich 69f.
—, nachgeführte 66f.
—, schnelles Auffahren 70ff.
—, vorgesetzte 68f.
Abbaustrecken-ausbau 459ff.
— —, Aufgabe 397
— — im Erzbergbau 476f.
— — in Holz 459ff.
Abbaustrecken-ausbau in Stahl 469ff.
— — in Stahl und Holz 465ff.
—-vortrieb mit Unterdamm 68, 72
— —, Arbeitsvorgänge 70f.
— —, Betriebsablauf 71
—-vortriebe, Beispiele 72
Abbauverfahren, Gesichtspunkte für Wahl 203f.
—, Haupteinteilung 200ff.
—, —, bisherige 201
—, blockartige Bauweise 307ff.
—, kammerartige Bauweise 287ff.
—, langfrontartige Bauweise 205ff.
—, Merkmale 203
—, pfeilerartige Bauweise 268ff.
—, Spülversatz, s. auch Spülversatz 351
—, stoßartige Bauweise 257ff.
Abdämmung von Bränden 573f.
Abdichtungsrohr gegen Wasser 527ff.
ABELES 528
abgesetzte Wettersohle 30
Abhauen 73ff.
—, Ausbau 76f.
—, Förderung 77ff.
—, Großlochbohrungen 80
—, Herstellen 74f.
—, Querschnittsbemessung 75ff.
Abschälen 210
Abschlagtiefe 85
Absenkung, Größe der 358
Abteilungsquerschlag 31
Abteufen 82ff.
—, Erschwernisse durch Wasserzuflüsse 87, 552
Abteufen von Gesenken 103
— mittels eines Großbohrloches 105ff., 115
— mit Grundwasserabsenkung 167
— und Mauern, in Absätzen 172ff.
— und Mauern, gleichzeitig 176
— von Tagesschächten 83ff.
—, Wasserhaltung 100, 552ff.
—, Wegfülleistung 87
Abteuf-fördermaschine 93, 103
—-förderung, Leistung 90
—-fortschritt beim gewöhnlichen Abteufverfahren 92
— — in Aufbrüchen 113
— —, FFRANÇOIS-Verfahren 155
— —, Gefrierverfahren 139
— —, in Gesenken 113
— —, HONIGMANN-Verfahren 145
— —, KIND-CHAUDRON-Verfahren 145
— —, Senkschachtverfahren 158
— — ohne Schießarbeit 84
— -gerüste 93
— — beim Gefrierverfahren 121
—-kosten für Blindschächte 113
— —, Erhöhung durch Wasserzuflüsse 552
— —, FRANÇOIS-Verfahren 154
— —, Gefrierverfahren 138
— —, gewöhnliches Abteufverfahren 102
— —, HONIGMANN-Verfahren 145

Abteuf-kosten, Senkschachtverfahren 162
— —, Spundwandverfahren 164, 167
—-kübel, s. Kübel
—-leistung beim gewöhnlichen Abteufverfahren 91, 92
— — in Aufbrüchen 111f.
— — in Gesenken 111f.
—-pumpen 553ff.
—-türme 93
—-verfahren, Anwendbarkeit 83
— —, gewöhnliches 83ff.
— —, Sonder- 120ff.
Abtreibe-pfähle 163
—-zimmerung in Schächten 163ff.
— — in Strecken 457ff.
Abtrichtern 263f.
ADAM 412
ALBRECHT, TH. 157
ALBY 129
Alco-Stempel 499
Alkalipatrone 586
Almaden, Quecksilbergrube 281
Alter Mann 364
Amberg, Brauneisenerzlager 284
Ammoniak 123, 125
Ankerausbau 473ff.
— in Abbaustrecken 474f.
Anlassen des Stahls 415
Anpfahl 478
Anspringvolumen 588
Anstecken, gewöhnliches 163f.
—, senkrechtes 164f.
Arbeits-ablauf, s. Arbeitsvorgänge
—-vermögen, latentes 386
—-vorgänge in Abbaustreckenvortrieben 70f.
— — beim Abteufen 84ff.
— — in Gesteinstreckenvortrieben 47ff.
— — beim Mauern im Schacht 177
— — im Streb 206, 223ff.
ARGUILLÈRE 155
ARNOLD 352
Atem-beutel 585, 586
—-garnituren 587
ATHERTON 155
Auer, Fa. 581, 584, 587, 589, 590, 591
Auerbach, Brauneisenerzlager 284
Auer-Sauerstoffkreislaufgeräte 589f.
Aufbrüche, Genehmigung 109, 113
—, Herstellen 109
—, Leistungen und Kosten 111
Aufhauen 73ff.
—, Ausbau 76f.
—, Förderung 77ff.
—, Großlochbohrungen 80
—, Herstellen 74f.
—, Querschnittsbemessung 75ff.
August-Thyssen-Hütte, Fa. 419
Auguste-Victoria, Steinkohlen- u. Erzbergwerk 15, 281, 282
Ausbau im Abbau 477ff.
— — —, Aufgaben 397f.
— — — von Erzgruben 485f.
— in Abbaustrecken 459ff.
— — Abbaustrecken, Aufgabe 397
— — Abhauen 76
— — Aufhauen 76
—, Bedeutung und Aufgabe 382ff.
—, formänderungsfähiger 396
—, nicht formänderungsfähiger 396
— in Gefrierschächten 135
— — Gesteinstrecken 428ff.
— — Gesteinstrecken, Aufgabe 396f.
— — HONIGMANN-Bohrschächten 143ff.
— von Kippstellen 475f.
— in Schächten 169ff.
— beim Strebbruchbau 215ff.
— von Streckenabzweigungen, —, Kreuzungen 433ff., 445f.
Ausbau-hilfsmittel 456f.
—-kennziffern 506
—-maschine 456
—-stoffe 398ff.
—-, Vorteile, Verbreitung 398f.
Ausbruchleistung beim Abbaustreckenvortrieb 72
— — Abteufen 87, 89ff., 111f.
— — Gesteinstreckenvortrieb 54, 55
Ausgeglichene Bergewirtschaft 313
Aushilfs-Abbaubetriebe 251
Auslösebalken 504
Ausrichtung, Begriffsbestimmung 1
— durch Blindschächte 37ff.
— durch Gesteins- und Flözberge 42
— zwischen den Hauptsohlen 36ff.
— in der Sohlenebene 30ff.
— von der Tagesoberfläche 2ff.
Ausrichtungs-baue, Herstellung 47ff.
—-planung 60ff.
—-stollen 2f.
Ausschleusen 162
Außenverzug 437
Aussolverfahren 304ff.
Automat-Blasversatzmaschine 336

BALS, R. 254, 364
Band-berg 74, 81
—-brände 564
—-wächter 564
Bänke 204
—, Strebbau 219
Bamag, Fa. 335, 336
BÄR, S. 20
BARON, K. 256
BARTHOLMAI, H. 164, 276, 532
BARTHOLOMAE 434
BATTIG 527
BATZEL, S. 404
Bauabstand 440
Bauabteilung, Förderung 241
—, Größe 31
Baufeld, Form 12
—, wirtschaftlichste Größe 12
Baufolge, Allgemeines 366
— in flacher Lagerung 246ff.
—, seigere 366
— in steiler Lagerung 248ff.

Bauhöhe, flache 38, 233
—, seigere 233
Baulänge, streichende 32
Baumert, B. 520
Bauweise, Kennzeichnung 201ff.
Bauweisen, blockartige 307ff.
—, kammerartige 287ff.
—, langfrontartige 205ff.
—, pfeilerartige 268ff.
—, stoßartige 257ff.
Bayerland, Schwefel- und Magnetkiesgrube 281, 283
Bayerwerk, Fa. 567
Beatmungsverfahren 592f.
Becorit, Fa. 473, 497
—-Stempel 497
Bedenklichkeitsgrenze 578
Befahrungskorb 108
Behälter-Zumischgeräte 570
Beien, Fa. 336
Belgisches Verfahren 57
Bergbaufortschritt, Fa. 474
Bergbaustahl, Fa. 418, 431, 469
Bergbehördliche Vorschriften 88, 109, 113, 208, 209, 218, 353, 363, 383, 410, 438, 490, 526, 527, 567, 568, 569, 579, 787
Berge, s. Versatzberge
Berge-anfall 318
—-bedarf 314f.
—-böschung 232ff., 328
—-brechanlage unter Tage 318f.
—-brecher 319
—-dämme 217
—-förderung, s. Versatzberge
—-kästen 466
—-kippe 328
—-mühlen 283, 318, 327
—-rippen beim Strebbruchbau 217
—-rollen 260
—-versatz 311ff.
— —, Aufgaben 311f.
— —, Kosten 316
— —, Vor- und Nachteile 312f.
— —-schleuder 345
—-wirtschaft, ausgeglichene 313
Bergezufuhr, Möglichkeiten 321f.
Bergfeste, Weiterabteufen unter 115
Bergfesten 202, 287, 372
Bergholm, A. 562
Bergmannssegen, Kalibergwerk 302
Bergschäden 359f.
Berieselungsverflüssiger 124
Bernstein, von 556
Beton, Ausbaustoff 424ff.
—, Einbringen 449
—, Erzielung besonderer Eigenschaften 427f.
Beton-anschlüsse im Schacht 179
—-ausbau in Gesteinstrecken 448ff.
— —, nachgiebiger 256, 450
— — in Schächten 136, 177ff.
—-falleitung 178f.
—-festigkeit 426f.
—-förderung im Schacht 178f.
—-formsteinausbau, Anwendungsbereich 453
— — in Gesteinstrecken 451ff.
— — im Schacht 180
—-formsteine, Druckfestigkeit 451
— —, Herstellen 451f.
— —, Steinformen 452f.
Betonieren, Leistung 179
Beton-klötze 135, 138, 151, 152ff., 157
— —, Bemessung 152
— —, Kosten 154
—-schalung 158, 178
—-verzug 438
—-zusammensetzung 177, 424ff.
—-zusatzmittel 427f.
—-zuschlagstoffe 424ff.
Betriebs-ablauf, rhythmischer 50, 55, 85, 92, 105
— — in Abbaustreckenvortrieben 71
— — in Gesteinstreckenvortrieben 49ff.
— — im Schrägbau 241
— — in Streben, Beispiele 225ff.
— — — — mit rückfreier Abbaufront 224f.
Betriebs-ablauf in Streben, mit umzulegendem Fördermittel 223f.
—-größe 9ff.
—-laugen 520
Bewetterungskosten 13
Biegefestigkeit von Gesteinen 386
Biegel, Fa. 342
Bierwisch, H. 185
Bilbao, Eisenerzbezirk 293
Binderverband 420
Biomotor 593
Biquet, M. 129, 133
Bitumen-dichtungsfuge 176
—-gleitfuge 136, 145
Blank, K. 71
Blas-druck 334
—-luft-bemessung 335
— —-regler 335
— —-verbrauch 333ff.
—-versatz 332ff.
— —, Anwendung 332
— —, Kosten 316, 342
— —, technische Grundlagen 332ff.
— —-betrieb, Organisation 342
— —-gut 335
— —-maschinen mit Kammern 335
— — — mit Zellenrad 336
— — —, Vergleich 338
— —-rohre 338ff.
— — —, Krümmer 341
— — —, Kupplungen 340
— — —, Lebensdauer 340
Blindörter, Herstellen 353f.
Blindortversatz 353f.
—, Kosten 316
Blindschächte, abgesetzte 41
—, Abstand 38
—, Anschluß 34f.
—, Ausbau 190ff.
—, Ausbaukosten 194, 196
—, Ausrichtung durch 37ff.
—, Herstellen 102ff.
—, Kosten 111
—, Leistungen beim Herstellen 111
—, Vergleich der Herstellungsverfahren 108, 111

Blindschacht-brände 565
—-stuhl 193, 194
blockartige Bauweise 307ff.
Block-bau mit Geviertzimmerung 307
—-bruchbau 308f.
— —, Beispiele 309ff.
—-verband 421
Bochumer Eisenhütte Heintzmann & Co., Fa. 195, 403, 431, 436, 469, 470
Bockstempel 462
Boge, Kasten & Sohn, Fa. 404
Bogenkrümmer 341
Bohrarbeit beim Abteufen 84f., 104
— in Gesteinstreckenvortrieben 48
Böhringer 412
Bohr-kabine 146
—-schächte 139ff.
—-wolf 146
Bolenius, C. 332, 334
Bolzen 436, 479
—-halter 436
—-schrotzimmerung 191
Böschungswinkel 232
Brand, Fa. 404, 496, 497, 504
Brand-bekämpfung 569ff.
— —, Überwachung 578
—-dämme 573ff.
— —, aerodynamisches Abdichten 577
— —, Wiederöffnen 574
Brände, Abbau 571
—, Abdämmung 573f.
—, Anzeichen 568
—, Ersäufen 572
—, offene 562
—, —, Entstehung 564f.
—, Sicherheitsvorkehrungen 566
—, Umfahren 571f.
—, verdeckte 561
—, —, Entstehung 562f.
—, Verschlämmen 572
Brand-gase 578f.
—-gasexplosionen 578f.
—-gasproben 578ff.
—-gefahr, Sicherheitsvorkehrungen 566
Brändle, E. 375
Brand-schutzmittel 567
—-türen 577
—-wachen 568
—-wetter 578f.
Braun, Fa. 593
Braune, H. 231
Braunkohlentiefbau, Abbauverfahren 274ff., 296f.
—, Wasserzuflüsse 521, 532
Braunsteiner 419
Bredenbruch, E. 561, 569, 570, 572, 574
Breit-auffahren 68f.
—-aufhauen 74, 75
Breuer, H. 219, 313
Brieden, Fa. 335, 336, 337, 339, 341
Brincken, von den 179
Broken Hill 307
Bruch 271
Bruch-abschnitt 217
—-bau, s. Strebbruchbau
—-dehnung 414
—-kante, Sicherung 216
—-winkel 356, 357
Brunnengalerie 532
Buderus, Fa. 531
Burckhardt, H. 194
Buschmann, Fa. 456, 504
Buss, H. 65, 318, 338

Caissonverfahren 160
CEAG, Fa. 570
Chlor-kalziumlauge 123, 126
—-magnesiumlauge 123, 126
Christian Levin, Steinkohlen- und Erzbergwerk 281
Climax, Molybdängrube 309
Cloos, E. 28
CO-Filter-Arbeitsgeräte 582
CO-Filter-Selbstretter 581f.
CO-Gehalte, Arbeiten bei 569
Comstock Lode, Goldbergwerk 307
Curbach, H. 324

Dach-rollen 308
—-schichten, Begriffsbestimmung 214
— —, planmäßiges Hereinbrechen 214
—-strecken 308
Damm-rohr 575
—-tore 528, 530ff.
— —, Kosten 532
Deckelstoß 261
Deckgebirgs-sicherheitspfeiler 29
— —-wasser, Zusammensetzung 519
Degenrohr 540
Dehnungs-saiten-Verfahren 375
—-schlechten 368
—-stopfbüchse 540
Deitermann, Fa. 575
Deuschl 334
Deutscher Türstock 459ff.
— —, Abarten 462ff.
Deutsches Verfahren 58
DIN-Taschenbuch 413
Dohmen, F. 61, 419, 447, 561
Domke, O. 130, 131, 153, 189
Dönhardt, A. 592
Doppel-dosierung 584
—-keilanker 474
—-keilstein 453
—-lagenrohr 339
—-schachtanlage 10
—-streb 211ff., 247
Dorstewitz, G. 262, 387, 393
Dörtelmann 492
Dosierung des Sauerstoffs 584
Dowty, Fa. 505
Dowty-Stempel 509
Dräger, Fa. 581, 584, 585, 587, 588, 591, 593
Dräger-Lungenautomat, Wirkungsweise 585f.
—-Sauerstoffkreislaufgeräte 587ff.
Drahtspitzenverzug 437
Dreieck-anordnung des T-Ausbaus 76, 488
—-rahmen 434
Drekopf, K. 86, 578
Dr. Geier, Eisenmanganerzgrube 281, 283
Druck-ellipse 388
—-klotzlagen 447
—-lagen 365
— —, Einfluß auf Gewinnbarkeit 368f.
—-meßdosen 374
—-minderventil 585
—-pfeiler 446
—-schlauchgeräte 583
—-schlechten 368
—-schreiber 374
—-Senkungsschreiber 374
—-spannungslinien 393ff.

Duplex-pumpen 552
—-stempel 495
DÜRRER, F. 232, 328

EBELING, V. 138
Eickhoff, Fa. 252
Eigen-berge 317
—-sicherheit 324
Einbau 169
Einbrüche 210
Einflügeliger Abbau 32, 204, 242
Eingehäusepumpen 542
Einheitsschachtscheibe 22
Einkammermaschine 335
Einprofil 469
Einrohr-Löschsystem 567
Einsohlenbau 23f., 60
Einstriche 192, 195
Einzelschachtanlage 9
EISENBARTH, H. 581
Eisenfeld, Eisenerzgrube 282
EISENMENGER 232, 506
EISENSTECKEN, F. 182
Elektrische Gebirgsdruck-Fernmeßverfahren 375f.
Elektronische Pumpensteuerung 557
— Steuerung in der Bergeförderung 323f.
El Teniente, Kupfergrube 304
Entwässerung vor dem Abbau 532
Erbstöllner 3
ERLINGHAGEN, K. 126
Erlöschungsabschnitt 579
Ersäufen eines Brandherdes 572
Erstarren des Zementes 422
Erweitern der Schächte 119
Erzberg 294, 306
Erzbergbau, Abbauverfahren 258ff., 277f., 279ff., 288, 289f., 293ff., 304, 306ff.
—, Ausbau in Abbaustrecken 476f.
—, Schachtansatzpunkt 15ff.
—, Sohlenabstand 29
—, Wasserzuflüsse 521
Erzgebirge, Gangerzbergbau 266, 268, 284
Erzrollen 260
Esser, Fa. 340
EUTING, H. 412

Fahr-rollen 260
—-trumm 23
Fahrungskosten 13
Fallrohre 122
—, Ziehen 138
—, Wärmeaustausch 138
Fallwasser, Ausnutzung 537
Falun, Schwefelkiesgrube 562
Fäulnis des Holzes 410
Feld 75, 206
Feldbreite 200, 206, 210
Feldesausnutzung 13
FENNER, R. 387, 389
FERLING, P. 270
Fernthermometer 137
Festen 202, 287, 372
Festigkeit von Beton 424
— — Gesteinen 386
— — Holz 407
— — Mörtel 423
— — Stahl 413f.
FETTWEIS, G. 160, 213, 263, 282, 313
Feuerlösch-einrichtungen, selbsttätige 567f.
—-geräte 570f.
Feuersichere Zonen 566
Filtergeräte 581f.
—, Lagerung 582
FINDEL, H. 55
Finimeter 586
First, flache 298
—, hohe 298
Firsten-abmessungen 235
—-artiger Verhieb mit fallenden Firsten 236
— — — mit streichenden Firsten 235f.
—-brände 562
— —, Entstehung 565
—-getriebe 458f.
—-gewölbe 444, 477
—-kammerbau in flacher Lagerung 298f.
— — in steiler Lagerung 299ff.
—-kronen 434
—-schrägbau 265
—-stoßbau, Abbauförderung 262
— — mit Abtrichtern 263f.
— —, Ausbau 486
— —, Beurteilung 268
— — im Erzbergbau 259ff.
— — in gebrächem Gebirge 261

Firsten-stoßbau, Sohlenabstand 261
— — mit schräggestellten Stößen 264
— — als Speicherbau 265f.
— — im Steinkohlenbergbau 267f.
— —, Verbreitung 268
— — mit Versatz 259ff., 327
— — als Versatzspeicherbau 266
—-strossenkammerbau 302f.
Firstgelenke 468, 471f.
FISCHER, G. 48
FJODOROW, S. A. 117
Flache Bauhöhe 38
Flammenschutzanzug 574
Fließbau 265
Fließversatz 330ff.
—, Leistung 332
—-rohre 331
Flöz-berge 42, 74, 81
—-brände 561
—-dichte 27
—-mächtigkeit, Einfluß auf Streblänge 208
Fluchtstrecken beim Blockbruchbau 308
— beim Strebbau 208
Flügelörter 3
FLÜGGE, G. 21
Förder-gefäße beim Abteufen 95, 103
—-hose 161
—-sohle 23ff.
—-trum 21f.
Formänderungsfähigkeit des Ausbaus 396
FOX, W. 292, 301
FRANÇOIS-Verfahren 147, 155
Freie Höhe 97, 103
Fremdberge 317
FREY-BÄR, O. 59
FRICKE, H. 367
Friederike, Eisenerzgrube 279
Frisch-beton 424
—-luftgeräte, s. Schlauchgeräte
FRITZSCHE, C. H. 86, 160, 243, 317, 390, 466, 471, 547, 555
FRITZSCHE, H. 49, 55
FRÖHLICH, K. 402, 415
Frölich & Klüpfel, Fa. 345, 529

Frost-körper, Auftauen 137
— —, Beobachtung 133
— —, Bildung 132f.
— —, Festigkeit 129
— —, Volumenänderung 134, 137
—-wand, Plastizität 130
— —, Stärke, Berechnung 129ff.
— —, Temperaturen 131
Frühtragende Stempel 493
Fuchs 524
Fuchslocher/Schulz 515
Führungs-schlitten 96
—-seile 96
Fuller 177, 425
Fullerkurve 425
Funke und Huster, Fa. 324, 557
Furtenhofer, E. 330
Fuß-pfahl 479
—-platten 492
—-strecke 64
Futtermauer 159

Gang der Kohle 368f.
Gangstrecke 262
Gasschutzgeräte 580ff.
—, Behandlung 591
—, Vergleich 591
Gaze, M. 535
Gebirge, druckhaftes 382
—, elastisches Verhalten 385f.
—, gebräches 382
—, plastisches Verhalten 385f.
—, unverritztes 383
Gebirgs-bewegungen beim Abbau 355ff.
— —, elektrische Fernmeßverfahren 375f.
— —, markscheiderische Messung 373f.
— —, mechanische Meßverfahren 374f.
—-druck um Abbaustrecken 390f.
— —, dynamischer 392
— —, Einfluß der Teufe 392
— —, Form des Strekkenquerschnittes 393ff.
— — im unverritzten Gebirge 383ff.
— — um Gesteinstrekken 387ff.
Gebirgs-druck auf den Schachtausbau 188
— —, statischer 392
— — um einen Streb 364ff.
— — um eine Strecke 382ff.
—-druckmessungen 373ff.
—-drucktheorien 376ff.
—-schläge 371f.
— —, Verhütung 372f.
Gefrieranlagen über Tage 123
Gefrieren in Absätzen 133, 138
Gefrier-keller 127
—-leistung, Berechnung 128
—-löcher 121
—-lochkranz 122
—-rohre 122
— —, Wärmeaustausch 132
— —, Ziehen 138
—-schachtmauerung 136
—-schachtverbundausbau 135f.
—-temperaturen 125, 127f., 131
—-teufen 120, 130, 133
—-verfahren 120ff.
— —, in Absätzen 138
— —, Kosten 138
— —, Leistungen 138
— —, Lufttemperaturen 135
— —, Weiterabteufen 135, 138
Gelenkbogenausbau 467f.
Gelenkigkeit des Ausbaus 396
Gelenk-kappen 502f.
—-schuhe 468
Gemischter Abbaustrekkenausbau 465ff.
— Türstock 429, 465f.
Gerinnemesser 559
Gerlach, Fa. 431, 436, 468, 472, 493, 502
Gerlach-Stempel 494f.
Gerling, R. 549
geschlossener Schachtausbau 171ff.
Gesenke, Abteufen 103ff.
—, Abteufkosten 111
—, Abteufleistungen 111
Gesteins-berge 42
—-festigkeit 386
Gesteinstrecken, Auffahren 47ff.
—, Schonung 251f.
—-ausbau 428ff.
— —, Aufgabe 396
— —, Belegung 440
— —, Kosten 455
— —, wasserdichter 444
—-ausbauarten, Vergleich 454f.
—-vortriebe, Beispiele 51ff.
— — im Erzbergbau 55
— —, Kosten 54
Getriebe-pfähle 458
—-zimmerung in Schächten 163ff.
— — in Strecken 457ff.
Geviert 190
Geviert-ausbau im Abbau 307, 486
— — im Schacht 190ff.
—-zimmerung in Strekken 463f.
Gewinnbarkeit der Kohle 210, 215, 219, 221
Gewinnungs-leistungen, Beispiele 225ff.
—-verfahren, Einfluß auf Streblänge 207
Gewölbe-mauerung 442ff.
—-theorie 377
GHH, Fa. 195, 419, 469, 473, 474, 493, 497, 498, 499, 501, 503, 509
GHH-Stempel 494
Gierhardt, H. 410, 412
Giesa, F. 86, 390, 466
Gillitzer, G. 376
Gitterkorb 108
Glatzel, G. 290
Glebe, E. 231
Gleit-bogenausbau 431, 469f.
—-flüssigkeiten 158, 159
—-klammerlasche 431
—-schalung 158, 178
Glocken 305
Glockenprofil 418, 469
Gluscevic, B. 318
Göbel, P. 474
Göllner, D. 549, 550
Göllner, Fa. 553
Goossens, W. 87
Grängesberg, Eisenerzvorkommen 280
Greifer 87f.
—, Leistung 89f.
Greiferbühnen 89

Grenzwinkel 356, 357
Groetschel, Fa. 504
Großblindschächte 102
Großbohrloch beim Abteufen 105ff., 115
— als Aufhauen 80f.
— beim Hochbrechen 109
—, Kosten 108
— als Schacht 139ff., 145f.
Großlochbohreinrichtungen 106
Großlochbohrungen, s. Großbohrloch
Großraum-Ausbaumaschine 456
Großräume, Herstellen 56ff.
—, —, Belgisches Verfahren 57f.
—, —, Deutsches Verfahren 58
—, —, Österreichisches Verfahren 58
GROTE, G. 295
GROTOWSKY, U. 6
Gruben-ausbau 382ff.
— —, Aufgaben 395ff.
—-brände, s. auch Brände 561ff.
—-feldgröße 9ff.
— —, Bestimmung der wirtschaftlichsten12ff.
—-holz 406ff.
—-rettungswesen 593f.
—-mauerung, s. Mauerung
—-wasser, s. auch Wasser
—-wässer, Fernhaltung 525ff.
— —, Zusammensetzung 519f., 524
—-wasserstrombild 558
—-wehren 593f.
Grund, Erzbergwerk 241
Grundbelastung des Schachtausbaus 188
Gründer, Fa. 550
Grund-gewässer 516
—-wasser 516, 517ff.
—-wasserspiegel 517
Gruppenbau 250
Gußbeton beim Schachtausbau 185f.
Gußeisentübbing, deutscher 136, 181f.
—, englischer 181
Gußhaut 182
Gute Hoffnung, Grube 262
HAACK, W. 376
HAARMANN 450, 493
HAGEN, W. 371
HAHN, O. 290
HAHNE, C. 520
Hakenfahrten 197
halber Türstock 462
HALDANE 585
Handfeuerlöscher 570
Handvollversatz 325ff.
— im Erzbergbau 327
—, Kosten 316
—, Leistungen 326
Handweiser 462
HÄNEL, M. 399
harmonischer Abbau 253, 361f.
HARTIG, G. 141
Härtung des Stahls 415
HATZFELD, K. 520, 561
Haupt-dämme 573, 575f.
—-druck 214
—-hangendes 214, 370
—-querschläge 31
—-rettungsstellen 594
—-schächte 4
— —, Ausbau 169ff.
— —, —, Verbreitung 170
—-sohlen 23, 29, 36
— —, Abstand 25ff.
— —, Ausrichtung durch 30ff.
—-spannungen im Gebirge 384
—-strecken 23, 30
—-wasserhaltung 539
—-wasserhaltungspumpen 541ff.
HEIDEMANN, W. 243
HEISE 134
Heithölzer 190
Hemscheidt, Fa. 509
HENRICH, F. 111
HENTSCHEL, A. 525
HERBIG-JÜNGST 198
HERBST, H. 116
Herzbruch, Fa. 453
Herzbruchsteine 453
HILBIG, P. 376
Hilfsgesenk, Weiterabteufen mit 115
HILLEN, G. 417
Himmel 306
Hinterfüllung des Verzuges 439
Hinterfüllungsbeton 135, 136
Hirschberg, Braunkohlengrube 276
HIRZ 352
Hobelstreb, Ausbau 488
Hochförderpumpe 553
Hochkipper 329
Hochofenzement 148, 423
HOCHSTETTER, C. 298
HOEVELS, W. 231, 330
HOFF, von 581, 584
HOFFMANN, C. 515, 546, 559
Hoffmann, Fa. 195
HOFFMANN, H. 365, 373
HOHENSTEIN, A. 67
Höhlenwasser 516
HOLGER-NIELSEN-Verfahren 592
Holz, Ausbaustoff 398, 406ff.
—, Begriffsbestimmung 406
—, Feuchtigkeit 408
—, technologische Eigenschaften 406ff.
Holz-arten, Eigenschaften 409
—-ausbau im Abbau 477ff.
— — in Abbaustrecken 459ff.
— — in Auf- und Abhauen 76f.
— — in Gesteinstrecken 429
— — in Schächten 162ff., 190ff.
—-fäulnis 410
—-hängeschacht 4
—-kästen 466
—-klotzmauerung 448
—-knüppelverzug 437
—-platz 400
—-schutzstoff 410
—-stempelausbau 477ff.
—-stempel, Bruchlast 407
—-tränkung 410ff.
— —, Kosten 412f.
—-verbolzung 436
—-verbrauch 400
—-vorrat 399
—-wirtschaft über Tage 399f.
— — unter Tage 401f.
HONIGMANN-Schachtausbau 143
— —, Einschwimmen 144
—-Schachtbohreinrichtung 140ff.
—-Schachtbohrverfahren 139ff., 145

HONIGMANN-Schachtbohrverfahren, Kosten 145
— —, Leistungen 145
Horizontalpicotage 184
Hosenrohr 179
HOWARD-Verfahren 592
HUECK 15
HUGO, C. 49
HUMMEL 426
HÜLSEBECK 492
HÜTTE 58, 117, 407, 527
HÜTTER, A. 427
hydraulische Ausbaurahmen, schreitende 512f.
— Meßstempel 375
— Stempel 507ff.
— —, Bauarten 508f.
— —, Bewertung 509f.
— Wanderkästen, schreitende 514

IBEL, F. 305
Idkerberget, Eisenerzgrube 310f.
Inhabad-Wiederbeleber 593
Innenverzug 437
Isoschaum 564, 575
Istrien, Quecksilbergruben 281

JACOBI, O. 375, 376, 379, 387, 474, 492, 493, 503.
JAHNS, H. 375
JEDLICKA, F. 527
Jöcher 190
JONAS, A. 130
JOOSTEN, H. 127
JOOSTEN-Verfahren 147, 156, 157

KAHLENBERG, Doggererzgrube 293
KAIN, G. 573
Kalenborn, Schmelzbasaltwerk 339
Kalibergbau, Abbauverfahren 291f., 298ff.
—, Schachtansatzpunkte 17f.
—, Sohlenabstand 29
Kalke 421ff.
Kälteerzeuger 123
—, Kreislauf 124
Kälteträger 123
—, Kontrolle 123
—, Kreislauf 120, 126f.
Kaltverfestigung des Stahls 416
Kammerabmessungen 292
kammerartige Bauweise 287ff.
Kammerbau 292ff.
—, Anwendung 292
— mit pfeilerartigem Verhieb 295
— im Schieferbergbau 301
— in schrägen Scheiben 294
— mit strossenartigem Verhieb 293
Kammer-Blasversatzmaschine 335f.
—-bruchbau 296ff.
—-pfeilerbau 299, 304
—-pfeilerbruchbau 304
Kämpferdruck 377, 387
Kanalradpumpen 543
Kantenpressungen 447, 450, 453
Kappen 190, 460
Kappen-ausbau in Abbaustrecken 464
— — mit Kurzkappen 487ff.
— — mit Langkappen 486f.
— — beim Pfeilerbau 483
— — im Schrägbau 483f.
— — im Streb, Holz 481ff.
— — — —, Stahl 486ff.
—-gewölbe 443
Kappschuhe 429, 466
Karbonaterhärtung 421
KÁRMÁN, von 385
Kasten-bühne 89
—-profile 418
KASTNER, H. 388
K-Bau 463
KEGEL, K. 376, 378, 515, 517, 521, 526, 530
— K. H. 105
KEIL, K. 147, 515
Keil-kränze 186
—-kranzbett 187
—-ringkupplung 341
—-schloßstempel 493ff.
—-sicherheitsbühne 117
—-stein 452
—-tasche 194
—-zapfengelenkkappe 503f.
KEINHORST 357, 358
Kellerhalsgewölbe 446
Kennziffer CO/O_2 568, 578, 579
Kerbschlagzähigkeit 414
Kern-holz 406, 410
—-verfahren 58
Kessel 382
KEUCHEL, G. 86
KILLIAN, H. 592
KIND-CHAUDRON-Verfahren 145
KINDERMANN, G. C. 349
Kipp-bühne 98, 104
—-schere 98
KIRNBAUER, F. 307
Kiruna, Eisenerzbezirk 280
Klammerlaschen 194, 430
Klemmlast 491
Klemmlaststempel 499
Klemmringstempel 499
KLINGER, K. 412, 564
Klöckner-Ferromatik, Fa. 509, 513
Klönne, Fa. 473
Klüfte 215, 368
—, Bedeutung des Einfallens 370
Kluftwasser 147, 516
Knicklast 491
Knicksicherheit der Schachtröhre 189
Knie-kappe 463, 464
—-stempel 463
KOEPPEN, H. 12, 232
Kohlen-bein 271
—-front 206
—-inseln, Abbau 367f.
— —, Einfluß 367
—-oxyd-Filter-Arbeitsgeräte 582f.
— — —-Selbstretter 581f.
—-säure 123, 125
— —-schneelöscher 570
—-vorrat in Abhängigkeit von Baufeldform 12
— —, spezifischer 10
Kolbenpumpen 539, 551
—, Vergleich mit Kreiselpumpen 546
Kolbenzwillingspumpen 551f.
KOLLBRUNNER, C. F. 158
KOLLMANN, F. 406, 408
KONECZNY 555
konstante Dosierung 584
Kontaktwinkel 309
Konvergenzmesser 374

Kopf-holz 478
—-kipper 328
—-spreize 461
—-strecke 64
Korbbogengewölbe 442, 444
Korfmann, Fa. 329, 405, 501
Kornverteilung 147
KRAUTZ, CHR. 532
Kreisbogengewölbe 442
Kreiselkipper 328
Kreiselpumpen, Anordnung 545f.
—, Antrieb 544
—, Antriebsleistung 546
— in der Hauptwasserhaltung 541ff.
— in der Sonderwasserhaltung 551f.
—, Vergleich mit Kolbenpumpen 546
—, Wirkungsgrad 546
—, Wirkungsweise 541f.
Kreislaufkühlverfahren 544
Kreuzgewölbe 445
Kreuzungsklötze 448
Kreuzverband 421
Krümmer, Blasversatz- 341
Krupp, Fa. 182
KSB-AMAG, Fa. 543, 556
Kübel 59, 103
—-förderung, Leistung 90
— — in der Wasserhaltung 53
—-führung 95ff.
Kugeldamm 529
KUHN, O. 376, 508, 511
KÜHN, P. 384, 385, 387, 460
KUKUK, P. 519, 521
Künstler, Fa. 418, 431, 469, 471
künstliche Steine 419ff.
Kuppelgewölbe 447
Kurzkappen 498ff.

LABASSE, H. 376, 378, 388
Ladearbeit, s. Wegfüllarbeit
Lagerstättenfesten 202, 287, 372
Lahn-Dill-Gebiet, Eisenerzbezirk 268, 281
Laist 306
Lamellen-krümmer 341
—-stempel 496
LANDWEHR, A. 343
LANGE, F. 250, 508, 511
langfrontartige Bauweise 205ff.
Langkappen 486
LARSSEN-Stahlspundwand 165
Laschenverbindungen beim Blindschachtausbau 194
— beim Gesteinstreckenausbau 430
latentes Arbeitsvermögen 386
Läuferverband 420
Laufklärung 351
Laufschächte 4f.
Laugenspeicher 520
LECHTERBECK, H. W. 573
Leerlaufdruck 334
LEHMANN, G. 569
—, K. 11, 243, 253, 357 358, 361, 532
Lehm-Knüppeldämme 575f.
Lehrgerüste 449
Leibungsfläche 442
Leichtmetall, Ausbaustoff 399
Leichtmetall-ausbau im Streb 486ff.
— — — —, Gesichtspunkte 505
—-Rohrstempel 499
LEINAU 419
Leitbäume 96, 103
LEWIEN 572
LINDEMANN 360
LINK, H. 135, 136, 182, 188, 493
LINSEL, E. 521, 524, 580
Löbbert, Fa. 343, 438
Lorenz, Fa. 469, 504
LORENZ, H. 158
Lorenz-TH-Ausbau 471f., 476
Lösch-staub 569
—-wasser 569
Lösen von Standwasser 546f.
Lotplan 121f.
Lückenverzug 437
Lüderich, Bleizinkerzbergwerk 281
LUDWIG 110
LUETKENS, O. 360
Luft-kalke 421
—-mörtelbildner 421
—-reinigungspatrone 586
—-schaumlöscher 570
Luft-schleuse 161
—-verbrauch des Menschen 584f.
Lungenautomat, Wirkungsweise 585f.
Lungenkraftkreislaufgeräte 584, 587ff.
LÜTHGEN, W. 394

Mächtigkeitsschwund 315
MAERCKS, J. 441, 547
MAEVERT, W. 156, 404
Magnesitbinder 424
Magnetsteuerpumpen 550
MAHLKE/TROSCHEL/LIESE 412
MAIER, E. 338
Maihak, Fa. 375
Maihak-Dehnungssaiten-Verfahren 375
Malmberget, Eisenerzvorkommen 280, 304
Mammutpumpen 547f.
— beim Schachtabteufen 554
— beim Sümpfen 556
Manteldruckfestigkeit 385
MARBACH, G. 156, 170
markscheiderische Messungen der Gebirgsbewegungen 373f.
Markscheide-Sicherheitspfeiler 363
Marquette-Eisenerzbezirk 306
Maskenatmung 587
Materialschacht 4
Mauer-absätze 172
— —, Anschluß 173
—-bühnen im Schacht 174
—-dämme 528
—-füße 173
—-klötze 152ff. 157
— —, Bemessung 152
— —, Kosten 154
—-leistung im Schacht 92, 177
Mauerung, Allgemeines 419ff.
— in Gesteinstrecken 441ff.
—, nachgiebige 447
— in Schächten 171ff.
Mauerverbände 420f.
MAX 572
Mecapile, Kästen 216, 505
mechanische Gebirgsdruckmeßverfahren 374f.

Mehrkammermaschine 336
Mehrschalengreifer 88
Mehrsohlenbau 25
Meier, C. 71
Membranlungenautomat 589
Membranpumpen 553
Mergelsicherheitspfeiler 29, 363, 526
Merkel, H. 65, 354
Messerschmid , H. 231
Meßstempel, hydraulische 375
Meuss 61
Meyer, K. 302
Michael, E. 526
Middendorf, H. 87, 474, 581
Mieles, W. 567
Minettelager 277
Minimax, Fa. 570
Mischanlagen beim Spülversatz 349
Moeller, H. J. 441
Moewius, W. 5
Mohr, F. 91, 135, 147, 156, 182, 188
Moll, Fa. 434, 467, 468, 469
Mönninghoff, Fa. 239
Morhenn, E. 48
Mörtel 423f.
—-bildner 421ff.
—-festigkeiten 423
Mühlenbach, Bleizinkerzgrube 262, 266
Muldenschacht 8
Müllensiefen, J. 332
Müller, E. 577
—, F. 409, 410, 412
—, H. 231
—, O. 385, 386
—, W. 50
Mundstückatmung 587, 588
Mussgnug 136

Nachgiebigkeit des Ausbaus 396
Nachimprägnierung 413
Nachreißen in Abbaustrecken 66
— in Schächten 119
Nammen-Wohlverwahrt, Eisenerzgrube 290
Naszogengeräte 591
Natursteine 419
Nebelung 198
Nehm 352
Nennlast 491
Neuber, L. 298
Neuhaus, Fa. 404, 502
Nieder, R. 532
Niederschläge, atmosphärische 515
Niegisch, O. 105
Niemczyk, O. 254, 359, 360, 374, 375
Nilos, Fa. 564
Normalbinder 423
Normalisieren des Stahls 416
Notfahrt 100
Nüsse und Gräfer, Fa., s. Turmag

Oberflächengeber 375
Oberpfalz, Flußspat-Erzvorkommen 268
Oberste-Brink 359
Oberwerksbau 45f.
Obladen, F. 511, 513
offener Schachtausbau 190ff.
Ohrenlasche 194, 534
Omori, G. 160
Organisation, Begriffserklärung 49
— von Abbaustreckenvortrieben 70f.
— beim Abteufen 84ff.
— von Auf- und Abhauen 79f.
— der Ausbauarbeit beim Streckenvortrieb 440
— von Blasversatzbetrieben 342ff.
— von Gesteinstreckenvortrieben 49ff.
— beim Mauern im Schacht 177
— von Schrägbauen 240f.
— von Streben, Beispiele 225ff.
— von — mit rückfreier Abbaufront 224f.
— von — mit umzulegendem Fördermittel 223f.
Orgeln 272, 481
Ortbeton 424
Örterbau 288ff.
— in Bänken 289f.
— im Erzbergbau 289f.
— im Kalibergbau 291f.
— im Steinkohlenbergbau 288
Örterpfeilerbruchbau im Steinkohlenbergbau 289
Ortsquerschläge, Ausrichtung durch 36f.
Ortsvertäfelung 459
Ostermann, N. 542, 545
Österreichisches Verfahren 58
Overhoff 357

Passmann, B. 562, 564
Paßring 184
Patteisky, K. 381, 519, 520, 524
Peine, Erzbergwerk 258, 349, 350
Peinert, W. 134
Periodendruck 370
Peter, G. 332, 338
Pettep, Fa. 538
Pfähle 163ff.
Pfalz, R. 516
Pfändplatte 163
Pfändung 459
Pfeiffer, H. 301
Pfeiler 202, 268, 287
pfeilerartige Bauweise 268ff.
Pfeilerbau 269ff.
— in Abschnitten 270ff.
— — —, Beurteilung 273
— — — mit Spülversatz 272
—, Verhiebarten 271
— mit ununterbrochenem Verhieb 269
Pfeilerbruchbau im Braunkohlentiefbau 274, 296
— auf mächtigen Flözen 270ff.
— in der Minette 277
—, Oberschlesischer 270ff.
— im Steinkohlenbergbau 270, 273
—, schwebender 272
—, streichender 270ff.
— auf Teilsohlen 277ff.
Pfeilerstrecken 268f.
Pfeilhöhe 443
Pfropfen 152ff.
Pfuhl, K. 456
Pickert, F. 548, 556
Picotage 184, 187
Piffaut, J. 138
Pius 84
Plattentheorie 377f.
Pleiger, Fa. 551, 573
Poetsch 120
Polster auf Schachtbühnen 116

Polygon-ausbau in Abbaustrecken 465, 647f.
— — in Gesteinstrecken 432f.
—-ringschuh 468
—-schuhe 467, 468
Polypgreifer 88
Portalausbau 226, 489
Portlandzement 422
PORTER, P. T. 146
PRAUSE, H. 295
Preßbetonverfahren 450
PRESSLER, H. 402
Preßpumpen 148, 149
Pressungen beim Abbau 358, 360
Profile, Stahl- 416ff.
Profilstahlschachtausbau 143, 192ff.
—, Kosten 194
Proxylengeräte 591
Pulmotor 593
Pumpen in der Hauptwasserhaltung 541ff.
— — — —, Wirkungsgrade 546
— beim Schachtabteufen 553ff.
— in der Sonderwasserhaltung 548ff.
Pumpenkammer 545f.
—, Höhenlage 535f.
— unterhalb des Sumpfes 536
Pumpensteuerung, elektronische 557

QUANTZ, L. 515
Quellen des Liegenden 389
—, thermale 519f.
Quellgase 519
Querbau 280ff.
—, abwärts geführter 281
—, Anwendbarkeit 281
—, aufwärts geführter 281
—, Beispiele 282ff.
— in Doppelscheiben 286
— im Erzbergbau 282ff.
— im Steinkohlenbergbau 285f.
— mit Versatz 283ff., 327
Quer-bruchbau 283f., 286
—-rohrverflüssiger 124
—-schlagabteilung, Größe 31ff.
— —, Höhe der Förderung 36
—-schläge, Verlauf 31, 34
—-schlagsabstand 31ff.
Querschlagförderwege 8
Quetschholzlagen 447

Radialstein 443
Rammen 165f.
Rammhauben 166
Raubbau 198
Rauben des Strebausbaus 217, 404
— — —, Leistungen 217, 510
— — Streckenausbaus 404ff.
— — —, Leistungen 405f.
Raubkeilanker 474
RAUER, G. 219, 313, 314, 316, 317, 333, 334
RAUSCH, D. 148
Recker, Fa. 469, 505
Reflexkrümmer 342
Regelventil 124
Regenerationsprinzip 583, 584
Reibungsstempel 592f.
Reihenstempel 216, 487
REPETZKI, K. 245
Reppel, Fa. 473, 497, 504
Reservestreben 251
Restlaugen 520
Restpfeiler, Abbau 367f.
—, Einfluß 367, 372
Rëuß, Fa. 331, 339, 340, 341
Richt-maschine 403
—-strecken, Verlauf 30f.
RIEDEL, J. 536
Rieselkränze 566
Ring-ausbau in Blindschächten 194f.
— — in Gesteinsstrekken 432f.
—-schüsse 143
—-stützen 195
Rinnen-bögen 469ff.
—-profile 418
RITTER, H. U. 213, 401, 402, 470, 487, 505, 506
ROBERG, J. 407, 409
ROELEN, W. 11, 554
Rohr-führungen 101, 540
—-kupplungen beim Blasversatz 340f.
—-profil 419
Rollenquerschläge 262
ROLSHOVEN, H. 231, 243, 320, 328, 329, 332
Rost-sohle 309
—-strecke 309
Rothe Erde, Fa. 429, 430, 434, 469, 504
ROTHFUCHS, W. 70, 246
Rückbau 206, 243ff.
—, Anwendbarkeit 243
—, Begriffsbestimmung 243
—, Vor- und Nachteile 245
Rückpfändung 489
Ruhrpumpen, Fa. 542
Rundholz, längsgeteiltes 409
Rüpingsches Sparverfahren 411
Rüttelbeton beim Schachtausbau 144, 184, 185
— beim Streckenausbau 448f.

Sägeblattanordnung des T-Ausbaus 488
sägeblattartiger Verhieb 236f.
Salzbergbau, Abbauverfahren 298ff., 304f.
—, Sohlenabstand 29
—, Wassergefährdung 520
Salzgitter, Eisenerzbergbau 296, 309
Salzgitter-Maschinen, Fa. 509
Sammel-kästen 123
—-rinnen 176
SANDERS, H. 578
Sandsackdamm 575
Sargdeckel 382
Sattelschacht 7
Sauerstoff-dosierung 585f.
— flaschen 585
—-kreislaufgeräte 583ff.
— —, Ausflußregelung 585f.
— —, Behandlung 591
— —, Beurteilung 591f.
— —, Kohlensäurebindung 586
— —, zugelassene Bauarten 587
—-verbrauch des Menschen 584f.
Saug-brunnen 534
—-korb 555
—-pumpen der Sonderwasserhaltung 548, 549ff.
Seaman, Fa. 514
Sehne des Mauergewölbes 443
SEIDL, E. 18
seigere Bauhöhe 233
Seil-fahrtsschacht 4
—-linie 395

Seitenkipper 329
Selbstentzündung 562f.
—, Vorbeugung 220, 221, 563f.
—, Vorgang 562
selbsttätige Wasserlöscheinrichtungen 567f.
SELDENRATH, TH. R. 388
SEMMLER, W. 518, 521, 524, 537, 558, 560
Senkkörper 157f.
— mit eingebauter Schleuse 161
—, Unterfangen 159
Senkschachtverfahren, gewöhnliches 157ff.
— mit Über ruckkammer 160ff.
— — —, Gesundheitsschutz 161
Senkstützen 431, 471, 472f.
Senkungen beim Abbau 253ff., 358, 360
Senkungs-trog 356ff.
— —, Ausbildung 362
—-vorgänge 356ff.
— —, Beeinflussung durch Abbauführung 361f.
— —, Bergschäden 359f.
— —, Zeitdauer 359
Sensenausbau 471f.
Servostempel 496ff.
Setz-druck 371
—-keile 501
—-klaue 501
—-risse 215, 369
—-vorrichtung 501
Sicherheitsbühne 116
—, Berechnung 116
—, Weiterabteufen unter 114
Sicherheitspfeiler 362f.
—, Vermeidung 363f.
Sicherungsring 140
SIEBDRAT 352
Sieblinienkurve für Betonzuschläge 425f.
Siegerland 268
Siemens-Martin-Stahl 415
Siemens-Schuckertwerke, Fa. 556
SIK, S. L. 133
SILVESTER-Verfahren 592
Sinkwerksbau 305
Slant-Verfahren 273f.
SMITS, L. 318
Sohle 23
Sohlenabstand 25ff.
— im Erzbergbau 29
— — Kalibergbau 29
— — Steinkohlenbergbau 28
— — Steinsalzbergbau 29
—, Einfluß der Gesteinsbeschaffenheit 27
—, — der Kohlenfrontlänge 27f.
—, — des Lagerstättenvorrates 26f.
Sohlen-bildung 23ff.
—-klemmen 484
—-stoß 267
—-strecke beim Firstenstoßbau, Ausbau 262, 476
— — — —, Lage 262
Solekühler 125
Solen, thermale 519
Solennester 122
—, Vermeidung 134
Sonder-abteufverfahren 120ff.
— —, Begriffsbestimmung 82
— —, Vergleich 167f.
—-wasserhaltung 539, 548ff.
—-wasserhaltungspumpen 547, 548ff.
SPACKELER, G. 29, 299, 352, 367, 376, 381, 392, 520
Spann-lager 96, 98
—-pfändung 459
Spannungsverlauf um Strecken 389, 393f.
spättragende Stempel 493
Speicherbau als Firstenstoßbau 265f.
—, Versatz- 266
SPINDLER 289
Spitzbau 463, 465, 481
Splintholz 406
Spreizen 479f.
Sprengwerke 463
Springen der Stempel 493
Sprinkler 566, 567
Spritz-betonverfahren 450f.
—-verfahren 305
—-wasser, Löschen mit 569
—-wasserschutz 544
Sprödbruchempfindlichkeit 414
SPROSSMANN, H. 70
SPRUTH, F. 213, 215, 313, 344, 376, 380, 401, 402, 417, 474, 487, 493, 500
Spülschacht 4
Spülversatz, Anwendung 351f.
—, Leistung und Kosten 352
— beim Firstenstoßbau
— — Pfeilerbau 272
— — Stoßbau 258
— — Strebbau 212
Spülversatz-anlage, Berechnung 347f.
—-gut 346
—-Mischanlage 349
—-rohre 350
—-verfahren 346ff.
—-verschläge 350
Spülwasser-klärung 351
—-zusatz 347
Spund-pfähle 165f.
—-wände, stählerne 165ff.
—-wandverfahren 162ff.
Spurlattenholz 409
Sulzbach, Eisenerzbergbau 284
Sumpfanlagen 533ff.
—, Größe 533ff.
—, Höhenlage 535f.
— auf verschiedenen Sohlen 537
Sumpfstrecken 534
Sümpfung ersoffener Gruben 555f.

Schachbrettbau 292
Schacht, Schiefstellung 256
Schacht-abteufen, s. auch Abteufen 82ff.
—-anlage, Größe 9ff.
—-ansatzpunkt im Erzbergbau 15
— — im Kalibergbau 17
— — im Steinkohlenbergbau 7ff.
—-anschluß an wassertragendes Gebirge 156f.
—-ausbau 135f., 143f., 169ff.
— — beim Abbau des Schachtsicherheitspfeilers 256f.
— — in Beton 177ff.
— — in Betonformsteinen 180
— — für Blindschächte 190ff.
— —, geschlossener 171ff.

Schacht-ausbau in Holzgevierten 190ff.
— — für HONIGMANN-Bohrschächte 143f.
— — in Mauerung 171ff.
— —, offener 190ff.
— — in Profilstahl 143f., 192ff.
— — in Stahlbeton 179
— — in Tübbingen 180ff.
— —, Verbreitung 170
— —, Vergleich 170
— —, vorläufiger 196
— —, wasserdichter 135ff., 143, 155ff., 175, 180ff., 257
—-baufeld, wirtschaftlichste Größe 12ff.
—-bohren 142
—-bohrverfahren 139ff.
—-brände 562
Schächte, Arten und Zweck 4ff.
—, gebrochene 6
—, Lauf- 4
—, nackte 21
—, rechteckige 18f.
—, runde 19
—, seigere 6
—, tonnlägige 5f.
—, vorgeschlagene 8
Schacht-einbau 169
—-förderleistung 20
—-glocke 445
—-hammer 102
—-hauerleistung 91, 92
—-klappen 98
—-pfropfen 152ff.
—-querschnitte 18ff.
—-rohre 161
—-scheibe von Blindschächten 192
— —, Einteilung 21ff.
— —, Größe bei Förderschächten 18ff.
— —, Größe bei Wetterschächten 21
—-sicherheitspfeiler 8, 16, 363
— —, Abbau 252ff.
—-sonne 99
—-stuhl, Blind- 193, 194
—-teufen 6
—-tragring 195
—-trumme 21
SCHAEFER, W. 417
SCHAEFER-Verfahren 592
SCHÄFER, H. 21
Schalen-gelenke 467, 468
—-keilkupplungen 340
Schalhölzer 481
Schar 461
SCHEER, F. 320
Scheiben 204
Scheibenmauern 441f., 444
Scherfestigkeit von Gesteinen 387
Schichtwasser 516
Schiebeschlitze 448
Schiefstellung 360
— des Schachtes 256
Schienenprofil 418
Schießarbeit beim Abteufen 86, 108
— in Aufbrüchen 110
— in Gesteinsstrecken-vortrieben 48f.
— beim Strebbruchbau 214
SCHIMPF, M. 525
Schlagschienen 504
Schlauchgeräte 583
—, Beurteilung 591
Schlechten, Einfluß auf Gewinnbarkeit 212, 215, 243, 368ff.
—, aufgesteckte 368
—, untergesteckte 369
Schlechtenverlauf zur Kohlenfront 368
SCHLEIER 364
Schleppkeil 498
Schlesischer Türstock 461
Schleuderversatz 345
Schlittenfänger 98
Schlitzen 308
Schlitzkeilanker 473
SCHLÜTER 528
Schmelzbasaltrohre 339, 350
SchmelzbasaltwerkKalenborn 339
SCHMID, F. 213, 215, 347
SCHMIDT, C. 550
Schmidt, Dr., Fa. 473, 493, 495
SCHMIDT, F. 129
—, G. 124, 582
—, R. 456
SCHMOLL, G. 265
SCHNEIDER/TRUELSEN 516, 519
Schnell-binder 423
—-kupplungen 340
—-schlagbohrungen für Gefrierlöcher 121
—-sperre 574
SCHNIER, G. 557
Schönebeck, Steinsalzbergwerk 305
Schräg-aufhauen 233
—-bau 231ff.
— —, Ausbau 236f., 483f.
— — in Bänken 238
— —, Bewertung 239f.
— — mit Einbrüchen 237
— — auf Erzgängen 241
— — mit firstenartigem Verhieb 235
— — in nahen Flözen 238
— — mit knappweisem Verhieb 234
— — mit sägeblattartigem Verhieb 236
—-bühne 110
—-fördermittel 234
—-frontbau 239
—-winkel 232
Schrämmaschinenstreb. Ausbau 487ff.
Schrapperförderung in Auf- und Abhauen 78f.
Schraubkopf 496
schreitender Ausbau 511ff.
SCHREYER, C. 385
Schrotzimmerung, ganze 191
Schubbewegungen um einen Streb 215
SCHUBERT, E. 511
SCHULTE-STEINBERG, D. 417
SCHULTZ, F. 532
SCHULTZE-RHONHOF, H. 492, 574
SCHULTZ-GRUNOW, F. 188
SCHULZ, W. 532
SCHÜTTE, O. 276
Schüttgewicht von Versatzbergen 315
Schüttungszahlen von Versatzbergen 315
Schutzflöz 373
SCHWALM 276
SCHWARTZ, B. 390
SCHWARZ, W. 232
Schwarz, Fa. 469, 473, 497, 498, 499, 501
Schwarzwald, Flußspat- und Erzbergbau 268, 293
Schwebe 262
Schweben, Abfangen 480f.
Schwebestempel 481
Schwelabschnitt 579
Schwenkkeil 497

Schwenkkeilverbindung 469
Schwerspatbildung 524
Schwesig, Fa. 466, 470
Schwimmerpumpen 548ff.
Schwitzstellen 568

Stahl, Ausbaustoff 398, 413ff.
—, legierter 415
—, Materialeigenschaften 413f.
Stahl-ausbau im Abbau 486ff.
— — — —, Gesichtspunkte 505
— — — —, Kostenvergleich mit Holz 514
— —, Bewirtschaftung 401, 402f.
—-betonausbau in Gesteinstrecken 451
— — in Schächten 179
—-bogenausbau in Abbaustrecken 469f.
— — in Gesteinstrecken 430f.
— — — —, Einbringen 439f.
— — — —, Querschnittsgröße 430f.
stählerner Türstock 429, 470f.
Stahl-gußtübbing 182
—-kappen im Abbau 502ff.
—-leichtbaustempel 498
—-pfähle 165f.
—-profile, Beanspruchung 416f.
— —, Eigenschaften 417f.
—-ringausbau 432
—-sorten 415, 416
—-stempel, Anforderungen 491
— —, Bauweise 491ff.
— —, Profile 492
— —, Reparaturbedürftigkeit 511
— —, Verluste 490
—-stempellänge 500
—-tübbinge 182f.
— —, Einbau von unten 184
— —, Unterhängen 185
—-türstock 429
— —, nachgiebiger 470
—-verbolzung 436
—-verzug 437
Stampfbeton 448
— beim Schachtausbau 185
Stand-klärung 351
—-rohre 151
—-verfahren 305
—-wasser 519, 526
— —, Lösen 526f.
Staßfurt, Kalibergbau 301
Stauscheibenförderer 222
STEEN, TH. 554
Stegprofile 417
Steigleitungen 539ff.
—, Einbau 540f.
— beim Schachtabteufen 101
Steilstrossenkammerbau 301f.
Stein, Ausbaustoff 399, 419ff.
Stein-kasten 109
—-kohlenbergbau, Abbauverfahren 205ff., 267f. 270ff., 279, 285f., 288f.
— —, Schachtansatzpunkte 7ff.
— —, Wasserzuflüsse 521
STEINMETZ, F. 5
Steinwolle-Damm 575
Stempel, Holz- 460, 478ff.
—, hydraulischer 507ff.
—, Stahl- 490ff.
Stempel-ausbau, einfacher 478f.
—-dichte 506
—-kästen 216
—-kennlinien 492ff.
—-länge, Wahl 500
—-raubarbeit 506
—-rauben, Leistung 217
—-setzarbeit 506
—-setzen 404
—-setzvorrichtungen 501
—-verluste 490
STEPHAN, E. 351
Stickstoffnarkose, Verhütung 586
Stollen 2ff., 533
—-getriebe 457
—-mundloch 2
STORK, V. 292
stoßartige Bauweise 257ff.
Stoßbau im Erzbergbau 258f.
— im Steinkohlenbergbau 257
STRADTMANN 539
Streb 364
Streb-ausbau, Anteil der Stahl- und Leichtmetallstempel 399
— —, Aufgaben 397f.
— —, Bewirtschaftung 401, 402
— — in Hobelstreben 488ff.
— — in Holz 477ff.
— —, hydraulischer 507ff.
— —, Kostenvergleich 514
— —, mechanisierter 511ff.
— —, Rauben 217, 404
— — in Schrämstreben 487f.
— — in Stahl 490ff.
—-bau, bankweise 212, 219f.
— —, Kennzeichnung 205f.
— — mächtiger Flöze 219f.
— — naher Flöze 220f.
— —, schwebender 211ff.
— — bei steilem Einfallen 222
— —, streichender 206ff.
—-bruchbau 213ff.
— —, Anwendbarkeit 218
— —, Ausbau 215ff.
— —, Bergedämme 217
— —, Bergeripppen 217
— —, Kosten 316
— —, Verbreitung 213
Strebe, Setzen auf 479
Strebestempel 479
Streb-länge 38, 206, 207
— —, Einflüsse auf 207
— —, kürzere 209
—-leistungen, Beispiele 225ff.
—-stellung 215, 220
Strecken, einfallende 4
Strecken-abzweigungen, Ausbau 433ff., 445f.
—-ausbau 427ff.
— —, Ausbaustoffe 398ff.
— —, Beanspruchung 387ff.
— —, Bewirtschaftung 401, 403
— — über offenen Räumen 475f.
— —, Rauben 404ff.
— —, Richten 403
—-bogenraubgerät 405
—-getriebe 459

Strecken-kreuzungen, Ausbau 433ff., 445f.
—-querschnittsform, Einfluß des Gebirgsdruckes 393ff.
Streckgrenze 414
Streichende Baulänge 32
Streifengeberverfahren 376
Sturzversatz 327ff.
—, Kosten 316
Stutzbögen 442
Stutzgewölbe 442
Stützlinie 395
Stutztürstock 463

Tagesschacht 4
TANNEBERGER, H. 302
Tauchgefäße 555
Tauchkreiselpumpen 553, 556
T-Ausbau 487ff.
Tageslaugen 520
T-Bau 213
Teilfläche 358
Teilsohlen, Ausrichtung durch 36f.
— im Erzbergbau 37
— im Kalibergbau 37
— beim Pfeilerbau 269
— im Steinkohlenbergbau 36f.
—-pfeilerbruchbau 277ff.
— — im Erz 279f.
— — auf Steinkohlenflözen 279
—-querschlag 36
Teilversatz 324
TERZAGHI, K. 390
T.H.-Ausbau 431, 432, 435, 436, 437, 469, 470
T.H.-Profil 418
THEIN, K. 548, 556
Thermalsolen 519f.
Thomasstahl 415
Tiefengrundwasser 516
Tiefkälteverfahren 127f.
Tonerdeschmelzzement 148
Tonnengewölbe, flache 442
—, volle 442, 444
Törk, Fa. 400
Torkret, Fa. 335, 336, 341
Torket-Blasversatzmaschinen 335ff.
Torkretieren 450f.
Total, Fa. 570
Toussaint-Heintzmann, s. T.H.
Trag-bühne 116
Trag-hölzer 191
—-kranz 163
—-ringe 195
—-rohre 540
—-werk 169
Tränkverfahren 411f.
—, Kosten 413
Traß-Zement 422
Treppenbauart 250
Trichterbau 306
Tricosal 428
Trockenmauerung 421
Trogdecke, Theorie der plastischen 379
Trogtränkverfahren 411
Tropfwasserschutz 544
TRÖSKEN, H. 105, 106
Trumm 21, 75, 192
Tübbingausbau 135f., 180ff.
—, doppelter 187
—, Leistung 179, 185
Tübbing-Beton-Verbundsbau, Beanspruchung 188ff.
— —, Bemessung 188ff.
Tübbinge, Einbau von unten nach oben 184f.
—, Unterhängen 185f.
Turbo-Pumpen der Hauptwasserhaltung 541ff.
— der Sonderwasserhaltung 551f.
Turmag, Fa. 106, 550, 551
Türstock in Abbaustrecken 459ff.
—, Deutscher 459ff.
—, gemischter 429, 465f.
—, in Gesteinstrecken 429ff.
—, halber 462
—, Schlesischer 461
—, stählerner 429, 470f.
—, Verstärkungen 463ff.

Überbauen, Auswirkungen 365f.
— eines Querschlages 252
Überbruch 260, 264
Überdruckventil 586
Überfläche 358
Überhauen 258
Überlagerungsdruck 383f., 387
Umsetzschalung 178
Unfallhäufigkeit im Streb 219
Unfallursachen 383
Ungleichförmigkeitsgrad 190
Universalstempel 498
Unterbauen, Auswirkung 365f.
Unterdamm, Abbaustreckenvortrieb mit 72
Unterfangungsverfahren 57
Unterhängeführung 141
Unterhängezimmerung 191
Unterschneidesohle 308
Untersuchungsbohrung 141
Unterwasserpumpen 556
Unterwassersetzen 572
Unterwerksbau, Bewertung 45
—, gelegentlicher 43f.
—, planmäßiger 44
Unterzüge 433
U-Salze 411
Usspurwies, Fa. 419, 431, 469, 471, 473

Vakuum-Druckverfahren 411
Vanwerschkappe 503
Verblattung von Schachtgevierten 191
— beim Türstock 460
Verbolzung 435f.
Verbrennungsabschnitt 579
Verbundbergwerk 11
Verbundhartgußrohr 339
Verdampfer 124, 125
Vereinigter Vor- und Rückbau 243ff.
Verfüllungsgrad 314
Vergüten des Stahls 415
Verhieb mit Einbrüchen 237
—, täglicher 223
Verhieb-arten beim Pfeilerbau 271
— — beim Strebbau 234ff.
— —, Verbreitung 237f.
—-fortschritt 200
—-richtung 199
— — der Abbauverfahren 200
Verpreßgerät 573
Versatz, s. Bergeversatz
Versatzberge, Abbaustreckenförderung 323
—, Beschaffung 317ff.
—, Brechen 318f.
—, Kennzahlen für den Bedarf 314f.

Versatzberge, Kippen 325f., 328
—, Kippleistungen 326
—, Schachtförderung 320
—, Schüttgewicht und -zahl 315
—, Sohlenförderung320ff.
—, Zwischensohlenförderung 322f.
Versatzgüte 315
Versatzspeicherbau 261, 266
Versatzverfahren 324ff.
—, Begriffsbestimmung 324
—, Einfluß auf Streblänge 208
—, Kosten 316f.
—, Verbreitung 325
Verschalung des Betons 178, 449
Versickerungsgeschwindigkeit 517
Verstärkungsringe 187
Versteinung in Absätzen 150ff.
— vor dem Gefrieren 134
— abgeteufter Schächte 155f.
— von der Schachtsohle 150ff.
— von der Tagesoberfläche 149f.
—, Zementwahl 148
Versteinungsverfahren 146ff.
Vertäfelung 459
Verzug, Schachtausbau 195, 196
—, Streckenausbau 436ff.
Verzughinterfüllung 439
VIATOUR 155
Vieleckausbau in Abbaustrecken 465, 467f.
— in Gesteinstrecken 432f.
VIEREGGE, G. 189, 417
Vierflächenstempel 495
Viergespann 464
VOGELSANG, W. 324
VOGL, B. 294
Vollfläche 358
Vollsenkung 359
Volltränkverfahren 412
Vollverbolzung 436
Vollversatz 324
Vorabsenkung 314
Vor- und Rückbau, vereinigter 243ff.
Vorbau 206, 243
Vorbaustempel 501
Vorbohren in Aufbrüchen 109
— beim Gefrierverfahren 134
— in Gesenken 105
— beim HONIGMANN-Verfahren 141
— zur Wasserlösung 526
Vordämme 573, 574f.
Vorortpumpen 548ff.
Vorpfändschuh 504
Vorrichtung, Begriffsbestimmung 2, 59
— im Erzbergbau 59f.
— im Steinkohlenbergbau 59
Vorrichtungsbaue, Herstellen 64ff.
—, Verbreitung 59
Vorrichtungsplanung 60ff.
Vorschacht 139
—, wasserdichter 175f.
Vorspülung 588
Vortriebsleistung in Abbaustreckenvortrieben 72
— in Gesteinstreckenvortrieben 55
Vorzerklüftung, Theorie der 378
VOSS, K.H. 471
V-Profil 418, 469

WALCH, O. 166
WALDECK, H. 137
Walzstahlringe 143
Walzstahltübbinge 136, 182ff.
Wanddrehkran 88
Wanderkästen 216, 504f.
Wanheim, Fa. 375, 494, 495, 497, 499
Warmbehandlung der Stähle 415f.
Warnfähigkeit des Holzes 408
Wasser-abdämmung 527ff.
— — im Salzbergbau 530
—-ausgleichsrohr 153
—-dämme 527, 528ff.
— —, Berechnung 529
—-druck auf den Schachtausbau 188
—-durchlässigkeit des Gebirges 147
—-einbrüche, Verhütung 526
—-entziehung durch den Abbau 519
Wasser-führer 517, 519
—-führung im Ruhrbezirk 521ff.
—-graben-Beton-Schlitzrohr 538
—-haltung 515ff.
— —, elektronische Steuerung 557
— —, Grubenbaue der 533ff.
— —, Höhenlage 535f.
— —, Kosten 559f.
— — beim Schachtabteufen 100, 552ff.
— —, Überwachung 557ff.
—-haltungsmotoren, Schutz 544
—-hebevorrichtungen 539ff.
— — beim Schachtabteufen 553ff.
—-hebung mittels der Fördermaschine 547
— — im Ruhrgebiet 522, 523
—-kasten 547
—-lösungsstollen 3, 533
—-mengenmessung 558f.
—-mörtelbildner 422f.
—-rinne 176
—-seigen 537f.
—-stauer 517, 519
—-stockwerke 517ff.
—-stollen 3, 533
—-wagen 547
—-Zement-Faktor 178, 426
—-zubringer, Störungen als 519
—-zuflüsse beim Abteufen, Kostensteigerung 87, 552
— — — —, Leistungsabfall 87, 552
— — nach Bergbauzweigen 520f.
— —, Fernhaltung 525ff.
— —, Herkunft 515ff.
— — in Schächten 87, 101, 155, 173, 552
— — — —, Abfangen 174ff., 179
— —, Zusammensetzung 519f., 524
—-zusatz bei Beton 426
WEDDIGE, A. 73, 231, 323, 470, 493, 596
WEGELE, H. 57
WEGENER, K. 86

Wegfüllarbeit beim Abteufen 87ff.
— in Gesteinstrecken-vortrieben 49
Wegfülleistung von Hand, Abteufen 87
— — — — — in Streckenvortrieben 49
Weissner, H. 386
—, J. 359, 373
Weiterabteufen mit Aufbrüchen 117f.
—, gewöhnliches 114f.
— mit Hilfsgesenk 115
—, mit Mauerabsätze 172
Weitungsbau 288, 296
Wellstahlverzug 438
Werragebiet, Kalibergbau 291
Westrheinische Tiefbohr- und Schachtbaugesellschaft 139
Wetter-berg 74
—-bohrschächte 146
—-laugen 171
—-schacht 4
—-sohlen 29f.
—-—, abgesetzte 30
Wiederbelebung von Hand 592
—, mechanisch 593
Wiederbelebungsverfahren 592ff.
Wiederverwendbarkeit des Streckenausbaus 406
Wiemann, Fa. 216, 497, 499, 502, 505, 509
Wild, H. W. 404, 406, 553
—, K. 79
Wilke 574
Willert 290
Williamson, Th. 146
Wingerath, Fa. 341
Winkeleisenverbindung 195
Winkelmann, H. 461, 464
Winkhaus, G. P. 231
Winter, H. 578
—, K. 218
Wittwer, H. 541
Wöhlbier, H. 55, 386
Wöhlbier-Ambatiello-Druckmeßdose 374
Wölbungsfläche 442
Wolman 411
Würfeldruckfestigkeit von Beton 144
— von Gesteinen 386
Wussow, D. 231, 320

Y-Bau 213

Zanoskar, W. 58
Zebrarohre 339
Zeitpläne 61ff.
Zellenrad-Blasversatzmaschinen 336f.
Zemente 422f.
— für die Versteinung 148
Zementier-einrichtung 148
Zementier-löcher 149ff.
—-pfanne 152
Zementierung, s. auch Versteinung 146ff.
Zeni, V. 146
Zeppernick 530
Zepter, K. H. 296
Zerrungen beim Abbau 358, 360
Ziegelsteindämme 575
Ziegelsteine 419f.
Ziegelsteinmauerung 420f.
—, nachgiebige 447f.
— im Schacht 171ff.
— in Strecken 441ff.
Zielbohrung 106
Zimmerungsbrände 562
Zirkelkranbühne 89
Zubringerpumpen 547, 551
Zugfestigkeit von Gesteinen 387
Zulaufpumpen 548ff.
Zusatzdruck 214, 221, 377, 387
— auf den Schachtausbau 190
Zweiflügeliger Abbau 32, 204, 242
Zweikeilstempel 495
Zweirohr-Löschsystem 567
Zwischenbeton 135, 136, 144
Zwischenwerksbau 43
Zylinder-Druckfestigkeit von Gesteinen 386