"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

1. Band: Kapitel I

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

1. Band: Kapitel I

Vorwort

Die hiermit vorgelegte Studie ist das Ergebnis einer Zusammenarbeit von Vertretern verschiedener Fachdisziplinen. Hierdurch sollte erreicht werden, die Eignung von Steinkohlenbergwerken zur Verbringung von Rest- und Abfallstoffen in möglichst umfassender Weise zu behandeln, um zu einer Aussage unter Berücksichtigung möglichst aller Einflußfaktoren und ihrer wechselseitigen Abhängigkeiten zu gelangen. Diese Vorgehensweise, nämlich die Untersuchung der Fragestellung unter den verschiedenen jeweiligen Blickwinkeln, kommt auch dadurch in den einzelnen Kapiteln der Studie zum Ausdruck, daß sich diese nach Art der Darstellung, Betonung unterschiedlicher Schwerpunkte und Diktion voneinander unterscheiden. Diese Unterschiede wurden bewußt im vorliegenden Text nicht ausgeglichen. Auch gewisse Wiederholungen bei der Darstellung bestimmter Gegebenheiten, wenn auch je nach behandelter Fragestellung mit unterschiedlicher Schwerpunktsetzung, sind bewußt beibehalten worden. Es erscheint den Verfassern als eher erwünscht, diese Nuancen auch in den Meinungen für jeden Leser deutlich werden zu lassen.

Umso deutlicher muß betont werden, daß die Endaussage hinsichtlich der Eignung von Steinkohlenbergwerken zur Verbringung von Rest- und Abfallstoffen von allen an der Untersuchung Beteiligten, insbesondere von den drei federführenden Professoren Jäger, Obermann und Wilke, in vollem Umfang und uneingeschränkt gemeinsam getragen und vertreten wird.

Gesamtinhaltsverzeichnis

I	**Einleitung**
I. 1	Allgemeines
I. 1.1	Veranlassung und Zweck der Studie
I. 1.2	Zielstellung: Umweltverträgliche Untertageverbringung
I. 1.3	Kriterien zur Untertageverbringung in Steinkohlenbergwerken des Ruhrkohlenbezirks
I. 2	Rechtliche Grundlagen, Vorschriften
I. 2.1	Wasserrechtliche Vorschriften
I. 2.2	Abfallrechtliche Vorschriften
I. 2.3	Bergrechtliche Vorschriften
I. 3	Stand der untertägigen Verbringung von Abfällen
I. 3.1	Untertageverbringung im Ruhrgebiet
I. 3.1.1	Versuche auf den Bergwerken Walsum und Monopol
I. 3.1.2	Versuche auf dem Bergwerk Consolidation
I. 3.1.3	Versuche auf den Baufeldern Pluto und Unser Fritz
I. 3.1.4	Haus Aden
I. 3.1.5	Untertagedeponie Zollverein
I. 3.1.6	Untertagedeponie Minister Stein
I. 3.2	Geplante und betriebene Untertageverbringungen außerhalb des Ruhrgebietes
I. 3.2.1	Untertagedeponie Herfa-Neurode
I. 3.2.2	Untertagedeponie Friedrichshall
I. 3.2.3	Untertage(versuchs)deponie Asse
I. 3.2.4	Untertagedeponie Gorleben
I. 3.2.5	Untertagedeponie Konrad
I. 3.2.6	Untertageverbringung Wohlverwahrt-Nammen
I. 3.2.7	Untertageverbringung Bad Grund

I. 3.2.7	Untertageverbringung Meggen
I. 3.3	Für die Untertageverbringung wesentliche Merkmale der Anlagen außerhalb des Ruhrgebietes
I. 4	Betrachtungen zur entsorgungsspezifischer Relevanz der Abfälle im Land Nordrhein-Westfalen
I. 4.1	Allgemeine abfallwirtschaftliche Grundsätze
I. 4.2	Klasisifizierung und Unterteilung der Abfälle
I. 4.2.1	Hausmüll
I. 4.2.2	Sperrmüll
I. 4.2.3	Gartenabfälle
I. 4.2.4	Schlamm aus kommunalen Anlagen
I. 4.2.5	Sonstige kommunale Abfälle
I. 4.2.6	Gewerbeabfälle
I. 4.2.6.1	Hausmüllähnliche Gewerbeabfälle
I. 4.2.6.2	"Sonderabfälle"
I. 4.2.7	Krankenhausabfälle
I. 4.2.8	Bauschutt und Bodenaushub
I. 4.3	Abfallentsorgungswege im Land Nordrhein - Westfalen
I. 4.3.1	Wege zur Verwertung und Entsorgung kommunaler Abfälle
I. 4.3.2	Deponieklassen
I. 4.3.3	Entsorgungswege für Sonderabfall
I. 4.3.4	Das Abfallentsorgungsmodell Nordrhein - Westfalen
I. 4.3.5	Überlegungen zu dem Entsorgungsweg UTDSKB
I. 4.3.5.1	Hinweise auf UTDSKB im Rahmenkonzept MURL
I. 4.3.5.2	Stofflisten des LWA über UTDSKB - geeignete Abfallarten
I. 4.3.5.3	Weitere Gesichtspunkte bei der Deponierung von Abfällen in Untertagedeponien des Steinkohlenbergbaus
I. 4.4	Katalog der näher untersuchten Abfälle

II	**Geologie und Hydrologie**
II. 1	Geologischer Aufbau
II. 1.1	Allgemeines
II. 1.2	Steinkohlengebirge
II. 1.2.1	Überblick
I. 1.2.3	Stratigraphische Gliederung
II. 1.2.3	Gesteinsausbildung
II. 1.2.4	Lagerungsverhältnisse
II. 1.2.4.1	Falten- und Überschiebungstektonik
II. 1.2.4.2	Querstörungen
II. 1.2.4.3	Klüfte und Schlechten
II. 1.2.5	Beschreibung der Geologie anhand der geologischen Karte und der Schnitte
II. 1.2.5.1	Querschnitte
II. 1.2.5.2	Längsschnitte
II. 1.3	Deckgebirge
II. 1.3.1	Überblick
II. 1.3.2	Stratigraphie und Gesteinsausbildung
II. 1.3.2.1	Perm (Zechstein)
II. 1.3.2.2	Trias
II. 1.3.2.3	Kreide
II. 1.3.2.4	Teriär
II. 1.3.2.5	Quartär
II. 1.3.3	Lagerungsverhältnisse
II. 1.3.3.1	Bruchtektonik
II. 1.3.3.2	Einsturzbildungen
II. 1.3.3.3	Faltungstektonik
II. 1.3.4	Gasführung

II. 2	Hydrogeologie
II. 2.1	Allgemeines
II. 2.2	Steinkohlengebirge
II. 2.2.1	Unverritztes Steinkohlengebirge
II. 2.2.2	Verritztes Steinkohlengebirge
II. 2.3	Deckgebirge
II. 2.3.1	Ostteil: Bereich des Kreidedeckgebirges
II. 2.3.2	Westteil: Bereich des Tertiär-, Kreide-, Trias- und Perm-Deckgebirges
II. 2.3.3	Regionales Fließsystem im Unteren Grundwasserhorizont
II. 2.4	Wassergewinnung/Wasserwirtschaft
II. 3	Hydrochemie
II. 3.1	Erfassung und Archivierung der Daten
II. 3.2	Auswertung der Daten
II. 3.3.	Darstellung der Ergebnisse
II. 3.4	Allgemeine Hydrochemie
II. 3.4.1	Steinkohlengebirge
II. 3.4.2	Deckgebirge
II. 3.5	Ergebnisse
II. 3.5.1	Hydrochemische Schnitte
II. 3.5.2	Teufenabhängige Konzentrationsverteilungen ausgewählter Kationen und Anionen
II. 3.5.2.1	Steinkohlengebirge / Gesamtgebiet
II. 3.5.2.2	Steinkohlengebirge / einzelne Zonen
II. 3.5.2.3	Deckgebirge
II. 3.6	Grubenmischwässer (Spurenstoffe)
II. 3.6.1	Inhaltsstoffe
II. 3.6.2	Elementfrachten

II. 4	Geochemie
II. 4.1	Einleitung
II. 4.2	Mineralogische und geochemische Zusammensetzung der Gesteine
II. 4.2.1	Mineralogische Zusammensetzung
II. 4.2.1.1	Tonsteine und siltig-sandige Tonsteine
II. 4.2.1.2	Sandsteine und konglomeratische Sandsteine
II. 4.2.1.3	Kohlige Ton-Siltsteine ("Wurzelböden")
II. 4.2.1.4	Karbonate und tonige Karbonate ("Toneisensteine")
II. 4.2.1.5	Mittlere Mineralzusammensetzung der Nebengesteine
II. 4.2.1.6	Kohle
II. 4.2.2	Geochemische Zusammensetzung der Nebengesteine
II. 4.2.2.1	Steinkohlengebirge
II. 4.2.2.2	Deckgebirge
II. 4.2.3	Geochemisches Rückhaltevermögen
II. 4.2.3.1	Kationenaustauschkapazität
II. 4.2.3.2	Säure-Puffervermögen
II. 4.2.3.3	Schwermetallsorption
II. 4.3	Ergebnisse
II. 5	Bergmännische Wasserwirtschaft
II. 5.1	Übersicht über die bergbauliche Situation
II. 5.1.1	Stillstandsbereich
II. 5.1.2	Produktiver Bereich
II. 5.1.3	Reservefelder
II. 5.2	Grubenwässer
II. 5.2.1	Herkunft und Alter
II. 5.2.2	Zuflußmenge

II. 5.2.3	Wasserübertrittsstellen
II. 5.2.4	Standwasser
II. 6	Gebirgsdurchlässigkeit
II. 6.1	Das bergbaulich überprägte Gebirge
II. 6.1.1	Allgemeine Situation
II. 6.1.2	Situation im Produktiven Abbaubereich
II. 6.2	Bestimmung der Gebirgsdurchlässigkeiten
II. 6.2.1	Wasserdruck-Versuch (WD-Tests) bei Dammbauarbeiten
II. 6.2.2	WD-Versuche auf dem Bergwerk Walsum
II. 6.3	Bestimmung der Gebirgsdurchlässigkeit in untertägigen Schluckbrunnen
II. 6.3.1	Versuchsdurchführung
II. 6.3.2	Lage der Schluckbrunnen und Ergebnisse der Messungen
II. 6.4	Berechnungen der Gebirgsdurchlässigkeit aus Zuflüssen zwischen zwei Wasserprovinzen
II. 6.5	Bewertung
II. 7	Grundwasser-Modellrechnungen
II.	Modellvorstellungen
II. 7.2	Wiederanstieg des Grundwassers nach Einstellung der Grubenwasserhebung (Phase 2)
II. 7.2.1	Horizontales Strömen
II. 7.2.2	Vertikales Strömen, analytische Lösung
II. 7.2.3	Vertikales Strömen, numerische Lösung
II. 7.2.4	Rechenergebnisse
II. 7.3	Horizontaler Abfluß des Grundwassers nach Einstellung der Grubenwasserhebung (Phase 2)
II. 7.4	Grundwasserströmung nach Vollaufen aller Grubenbaue und vollständiger Sättigung des Kluftnetzes (Phase 3)

II. 7.4.1	Analytische Berechnung
II. 7.4.2	Numerische Berechnung
II. 7.4.2.1	Berechnungsverfahren, Diskretisierung und Randbedingungen
II. 7.4.2.2	Gebirgsdurchlässigkeiten und effektive Porositäten
II. 7.4.2.3	Ergebnisse der Modellrechnungen
III	**Abfalltechnische Untersuchungen**
III. 1	Zielsetzung- und Vorgehensweise bei den Untersuchungen von Abfällen
III. 2	Beschreibung der Untersuchungsmethoden
III. 2.1	Elution nach DIN 38 414 - 4 (DEV / S4)
III. 2.2	Elution im Säulenversuch
III. 3	Angewandte Vorbehandlungsverfahren
III. 3.1	Vorbehandlung der Abfälle ohne Zementzusatz
III. 3.2	Vorbehandlung der Abfälle mit Zementzusatz
III. 3.3	Vorbehandlung durch Mischung
III. 4	Chemisch-physikalische Analysen
III. 4.1	Substanzanalysen
III. 4.2	Analysen der Lösungswässer (Grubenwässer)
III. 4.3	Eluatanalysen
III. 4.4	Physikalische Analysen
III. 4.5	Bergbauhygienische Untersuchungen
III. 5	Darstellung und Bewertung der Untersuchungsergebnisse und Charakterisierung der untersuchten Abfälle

III. 5.1	Abfallgruppe I Rauchgasreinigungsrückstände aus Müllverbrennungsanlagen
III. 5.1.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben
III. 5.1.2	Stoffanalysen
III. 5.1.3	Lösungswasser-Analysen
III. 5.1.4	Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben
III. 5.1.5	Säulen-Versuche an unbehandelten Proben
III. 5.1.6	Schüttel-Versuche an vorbehandelten Proben
III. 5.1.7	Säulen-Versuche an vorbehandelten Proben
III. 5.1.8	Stoffbilanzen
III. 5.1.9	Zusammenfassung Abfallgruppe I
III. 5.2	Abfallgruppe II Rückstandsgemisch aus der MVA Essen-Karnap
III. 5.2.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben
III. 5.2.2	Substanzanalysen
III. 5.2.3	Lösungswasser-Analysen
III. 5.2.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe
III. 5.2.5	Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe
III. 5.2.6	Zusammenfassung Abfallgruppe II
III. 5.3	Abgruppe III Gemisch MVA-Filterstaub + Flotationsberge
III. 5.3.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben
III. 5.3.2	Substanzanalysen
III. 5.3.3	Lösungswasser-Analysen
III. 5.3.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe
III. 5.3.5	Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe
III. 5.3.6	Zusammenfassung Abfallgruppe III

III. 5.4	Abfallgruppe IV Rückstände aus kommunalen Klärschlamm-Verbrennungs-anlagen
III. 5.4.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben
III. 5.4.2	Substanzanalysen
III. 5.4.3	Lösungswasser-Analysen
III. 5.4.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe
III. 5.4.5	Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe
III. 5.4.6	Zusammenfassung Abfallgruppe IV
III. 5.5	Abfallgruppe V Rückstände aus der Ölschlammverbrennung Fa. FORD
III. 5.5.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben
III. 5.5.2	Substanzanalysen
III. 5.5.3	Lösungswasser-Analysen
III. 5.5.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe
III. 5.5.5	Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe
III. 5.5.6	Zusammenfassung Abfallgruppe V
III. 5.6	Abfallgruppe VI Gießereialtsande
III. 5.6.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben
III. 5.6.2	Substanzanalysen
III. 5.6.3	Lösungswasser-Analysen
III. 5.6.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe
III. 5.6.5	Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe
III. 5.6.6	Zusammenfassung Abfallgruppe VI
III. 5.7	Abfallgruppe VII Strahlmittelrückstände
III. 5.7.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben
III. 5.7.2	Substanzanalysen

III. 5.7.3	Lösungswasser-Analysen
III. 5.7.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe
III. 5.7.5	Zusammenfassung Abfallgruppe VII
III. 5.8	Bergbauhygienische Untersuchungen
III. 5.9	Zusammenfassende Beurteilung der untersuchten Abfälle
III. 5.9.1	Elutionsversuche
III. 5.9.2	Anmerkungen zur Dioxin-Problematik
III. 6	Anhang III/I Abildungen
III. 7	Anhang III/II Rechenblätter
IV	**Bergtechnik und Gebirgsmechanik**
IV. 1	Charakteristika einer Steinkohlentiefbaugrube im Ruhrgebiet
IV. 1.1	Aus- und Vorrichtung
IV. 1.2	Abbau
IV. 1.3	Förderung und Transport
IV. 1.4	Bewetterung und Wasserhaltung
IV. 2	Potentielle Deponieräume und ihre Gegebenheiten
IV. 2.1	Längerfristig offene Grubenräume
IV. 2.1.1	Gebirgsmechanische Zusammenhänge
IV. 2.1.2	Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten
IV. 2.2	Abbaubegleitstrecken
IV. 2.2.1	Gebirgsmechanische Zusammenhänge
IV. 2.2.2	Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten
IV. 2.3	Abbauhohlräume
IV. 2.3.1	Gebirgsmechanische Zusammenhänge

IV. 2.3.2 Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten

IV. 3 Verfahrenstechniken zum Verbringen von Reststoffen und Abfällen

IV. 3.1 Mechanische Transport- und Einlagerungssysteme

IV. 3.1.1 Technische Einrichtungen

IV. 3.1.2 Mögliche Einsatzbereiche

IV. 3.1.3 Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Bewertung

IV. 3.1.4 Störfallbeurteilung

IV. 3.2 Hydraulische Transport- und Einlagerungssysteme

IV. 3.2.1 Technische Einrichtungen

IV. 3.2.2 Mögliche Einsatzbereiche

IV. 3.2.3 Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Bewertung

IV. 3.2.4 Störfallbeurteilung

IV. 3.3 Pneumatische Transport- und Einlagerungssysteme

IV. 3.3.1 Technische Einrichtungen

IV. 3.3.2 Mögliche Einsatzbereiche

IV. 3.3.3 Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Beurteilung

IV. 3.3.4 Störfallbeurteilung

IV. 4 Beurteilung der Umweltverträglichkeit einer Verbringung von Abfall- bzw. Reststoffen in Grubenräume des Steinkohlentiefbaus aus bergtechnischer und gebirgsmechanischer Sicht

IV. 4.1 Grundsätzliche Bedingungen und Kriterien für die Beurteilung

IV. 4.2 Verbringung von Stoffen nach dem Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung

IV. 4.3 Verbringung von Stoffen nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses

IV. 4.3.1 Allgemeine Gegebenheiten

IV. 4.3.2 Gegebenheiten während der Einbringungsphase

IV. 4.3.3 Gegebenheiten während der Phase des Überstauens

IV. 4.3.4 Gegebenheiten während des permanenten Zustandes nach Abschluß des Überstauens

IV. 5 Zusammenfassende Bewertung

IV. 6 Abschätzung der für die Untertageverbringung von Rest- oder Abfallstoffen verfügbaren Volumina

V Zusammenfassung der Ergebnisse und Schlußfolgerungen

V. 1 Beurteilung der Umweltverträglichkeit

V. 1.1 Immissionsneutrale Verbringung von Abfall- und Reststoffen in Grubenräume mit potentiellen Wasserwegsamkeiten zu oberflächennahen Grundwasserhorizonten

V. 1.2 Verbringung von Abfall- und Reststoffen in temporär offene Abbauhohlräume nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses

V. 1.3 Gesamtaussage

V. 2 Voraussetzungen für eine umweltverträgliche Untertageverbringung von Rest- und Abfallstoffen im Steinkohlenbergbau

V. 2.1 Immissionsneutrale Verbringung

V. 2.2 Verbringung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses

V. 3 Schematische Zusammenfassung und erforderliche Unterlagen

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

1. Band: Kapitel I

Gutachter:

Prof. Dipl.- Ing. B. Jäger
Prof. Dr. P. Obermann
Prof. Dr.- Ing. F.L. Wilke

Wiss. Mitarbeiter:

Dipl.- Ing. F. Heidrich
Dipl.- Geol. P. Rüterkamp
Dipl.- Ing. J. Skrzyppek

Auftraggeber:

Landesamt für Wasser und Abfall
Nordrhein - Westfalen

Inhaltsverzeichnis Kapitel I

		Seite
I	**Einleitung**	
I. 1	Allgemeines	1
I. 1.1	Veranlassung und Zweck der Studie	1
I. 1.2	Zielstellung: Umweltverträgliche Untertageverbringung	6
I. 1.3	Kriterien zur Untertageverbringung in Steinkohlenbergwerken des Ruhrkohlenbezirks	6
I. 2	Rechtliche Grundlagen, Vorschriften	12
I. 2.1	Wasserrechtliche Vorschriften	12
I. 2.2	Abfallrechtliche Vorschriften	14
I. 2.3	Bergrechtliche Vorschriften	19
I. 3	Stand der untertägigen Verbringung von Abfällen	21
I. 3.1	Untertageverbringung im Ruhrgebiet	25
I. 3.1.1	Versuche auf den Bergwerken Walsum und Monopol	25
I. 3.1.2	Versuche auf dem Bergwerk Consolidation	26
I. 3.1.3	Versuche auf den Baufeldern Pluto und Unser Fritz	27
I. 3.1.4	Haus Aden	31
I. 3.1.5	Untertagedeponie Zollverein	31
I. 3.1.6	Untertagedeponie Minister Stein	34
I. 3.2	Geplante und betriebene Untertageverbringungen außerhalb des Ruhrgebietes	34
I. 3.2.1	Untertagedeponie Herfa-Neurode	35
I. 3.2.2	Untertagedeponie Friedrichshall	38
I. 3.2.3	Untertage(versuchs)deponie Asse	39

Seite

I. 3.2.4	Untertagedeponie Gorleben	42
I. 3.2.5	Untertagedeponie Konrad	44
I. 3.2.6	Untertageverbringung Wohlverwahrt-Nammen	49
I. 3.2.7	Untertageverbringung Bad Grund	50
I. 3.2.7	Untertageverbringung Meggen	52
I. 3.3	Für die Untertageverbringung wesentliche Merkmale der Anlagen außerhalb des Ruhrgebietes	54
I. 4	Betrachtungen zur entsorgungsspezifischer Relevanz der Abfälle im Land Nordrhein-Westfalen	61
I. 4.1	Allgemeine abfallwirtschaftliche Grundsätze	61
I. 4.2	Klasisifizierung und Unterteilung der Abfälle	62
I. 4.2.1	Hausmüll	62
I. 4.2.2	Sperrmüll	62
I. 4.2.3	Gartenabfälle	63
I. 4.2.4	Schlamm aus kommunalen Anlagen	63
I. 4.2.5	Sonstige kommunale Abfälle	63
I. 4.2.6	Gewerbeabfälle	63
I. 4.2.6.1	Hausmüllähnliche Gewerbeabfälle	64
I. 4.2.6.2	"Sonderabfälle"	64
I. 4.2.7	Krankenhausabfälle	64
I. 4.2.8	Bauschutt und Bodenaushub	64
I. 4.3	Abfallentsorgungswege im Land Nordrhein-Westfalen	65
I. 4.3.1	Wege zur Verwertung und Entsorgung kommunaler Abfälle	65
I. 4.3.2	Deponieklassen	66

Seite

I. 4.3.3	Entsorgungswege für Sonderabfall	68
I. 4.3.4	Das Abfallentsorgungsmodell Nordrhein-Westfalen	69
I. 4.3.5	Überlegungen zu dem Entsorgungsweg UTDSKB	71
I. 4.3.5.1	Hinweise auf UTDSKB im Rahmenkonzept MURL	71
I. 4.3.5.2	Stofflisten des LWA über UTDSKB - geeignete Abfallarten	73
I. 4.3.5.3	Weitere Gesichtspunkte bei der Deponierung von Abfällen in Untertagedeponien des Steinkohlenbergbaus	77
I. 4.4	Katalog der näher untersuchten Abfälle	78

Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen

I Einleitung

I. 1 Allgemeines

I. 1.1 Veranlassung und Zweck der Studie

Mit dieser vom Landesamt für Wasser und Abfall NW / Düsseldorf am 19.02.1988 in Auftrag gegebenen Machbarkeitsstudie soll allgemein untersucht werden, unter welchen Bedingungen aufgelassene Grubenräume lebender, stillgelegter oder stillzulegender Bergwerke der Ruhrkohle AG im rechtsrheinischen Steinkohlenrevier zur untertägigen Abfallentsorgung in Untertagedeponien[1)] oder zum Einsatz von Reststoffen als Wirtschaftsgut (z.B. als Versatz- oder Baustoffe) genutzt werden können.

Wegen der fachlichen Breite des zu untersuchenden Problemfeldes wurde die Durchführung der notwendigen Einzeluntersuchungen und die Berichtserstellung der Studie auf Veranlassung des Auftraggebers wie folgt gegliedert:

a. Geologie und Hydrogeologie

Bearbeitung: Prof. Dr. P. Obermann, Arbeitsbereich Hydrogeologie der Ruhr - Universität Bochum

in Zusammenarbeit mit

dem Institut für Wasser- und Bodenschutz der DMT - Gesellschaft für Forschung und Prüfung / Essen.

---

1) Im folgenden wird die untertägige Deponierung von Abfällen und die untertägige Verwertung von Reststoffen zusammengefaßt als UTD bezeichnet.

Bearbeitungsschwerpunkte:

- Beurteilung der Eignung von Grubenbauen von Steinkohlenbergwerken als Untertagedeponie unter Berücksichtigung der geologischen, hydrologischen und hydrogeologischen Verhältnisse im Steinkohlen- und Deckgebirge

- während und nach Beendigung der regionalen Bergbauaktivitäten

  und

- unter Berücksichtigung bergbaulicher Grubenwasserabsenkung und wasserwirtschaftlicher Oberflächen- und Grundwassernutzung.

b. Abfallbewertung und Abfalltechnik

Bearbeitung: Prof. Dipl.-Ing. B. Jäger, Institut für Techn. Umweltschutz der Technischen Universität Berlin

in Zusammenarbeit mit

dem Hygiene-Institut des Ruhrgebietes / Gelsenkirchen.

Bearbeitungsschwerpunkte:

- Darstellung des Emissionsverhaltens vorgegebener Abfallarten in bezug auf Wassergefährdung und Arbeitssicherheit;

- Aufstellung eines Kataloges von, evtl. nach Konditionierung, umweltverträglich deponierbaren Abfallarten (unter Berücksichtigung der von NRW-Behörden bereits durchgeführten Voreinstufung; betr. Abfallkatalog für die UTD des LWA/NW vom 27.05.1987).

c. Gebirgsmechanik und Bergbautechnik

Bearbeitung: Prof. Dr.-Ing. F. L. Wilke, Institut für Bergbauwissenschaften, Bergbaukunde II der Technischen Universität Berlin.

Bearbeitungsschwerpunkte:

- Beurteilung der Eignung von Grubenräumen in Steinkohlenbergwerken als Untertagedeponie unter bergtechnischen und gebirgsmechanischen Aspekten bei Beachtung
- der Beanspruchung der Grubenräume und ihres Verhaltens während und nach dem Abbau,
- der Möglichkeiten zur Abdichtung und Abdämmung der Deponieräume,
- der Auswahl geeigneter Transport- und Einbautechniken sowie Kontrollmaßnahmen.

Wichtigste Voraussetzung einer zulässigen UTD im Steinkohlengebirge muß neben einem umweltverträglichen Deponiebetrieb ein auf lange Sicht vorhandener Grundwasserschutz sein. Von besonderer Bedeutung ist daher das hydraulische Langzeitverhalten der Deponieräume und das hydrochemische Verhalten der einzulagernden Abfälle im Hinblick auf die spätere Überstauung der UTD durch das wiederansteigende Grundwasser. Die Studie soll daher abschließend die hydrogeologischen, bergtechnischen und abfallspezifischen Voraussetzungen und Untersuchungen präzisieren, die zukünftig zur Beurteilung jedes Einzelfalles einer UTD über die zu erarbeitenden allgemeinen Aussagen zur Deponiermöglichkeit im Steinkohlengebirge hinaus erforderlich sein werden.

Dabei ist auch darauf zu achten, daß die zu erarbeitenden Voraussetzungen in Übereinstimmung mit bereits bestehenden rechtlichen Regelungen zum Grundwasserschutz und zur Abfallentsorgung formuliert werden, und daß auf die bereits vorliegende Erfahrungen bei der Untertageverbringung von Reststoffen soweit als sinnvoll zurückgegriffen wird.

Die im Rahmen dieser Studie angewandten Begriffe des Bereichs der Entsorgung werden in Abb. I.1/1 dargestellt. Der derzeit noch benutzte Begriff "Sonderabfall" wird zukünftig - auch in Wortverbindungen - durch den Begriff "besonders überwachungsbedürftige Abfälle" (betr. AbfBestV vom 03.04.1990) ersetzt. In dieser Studie wird jedoch noch an dem bisher üblichen Begriff Sonderabfall festgehalten.

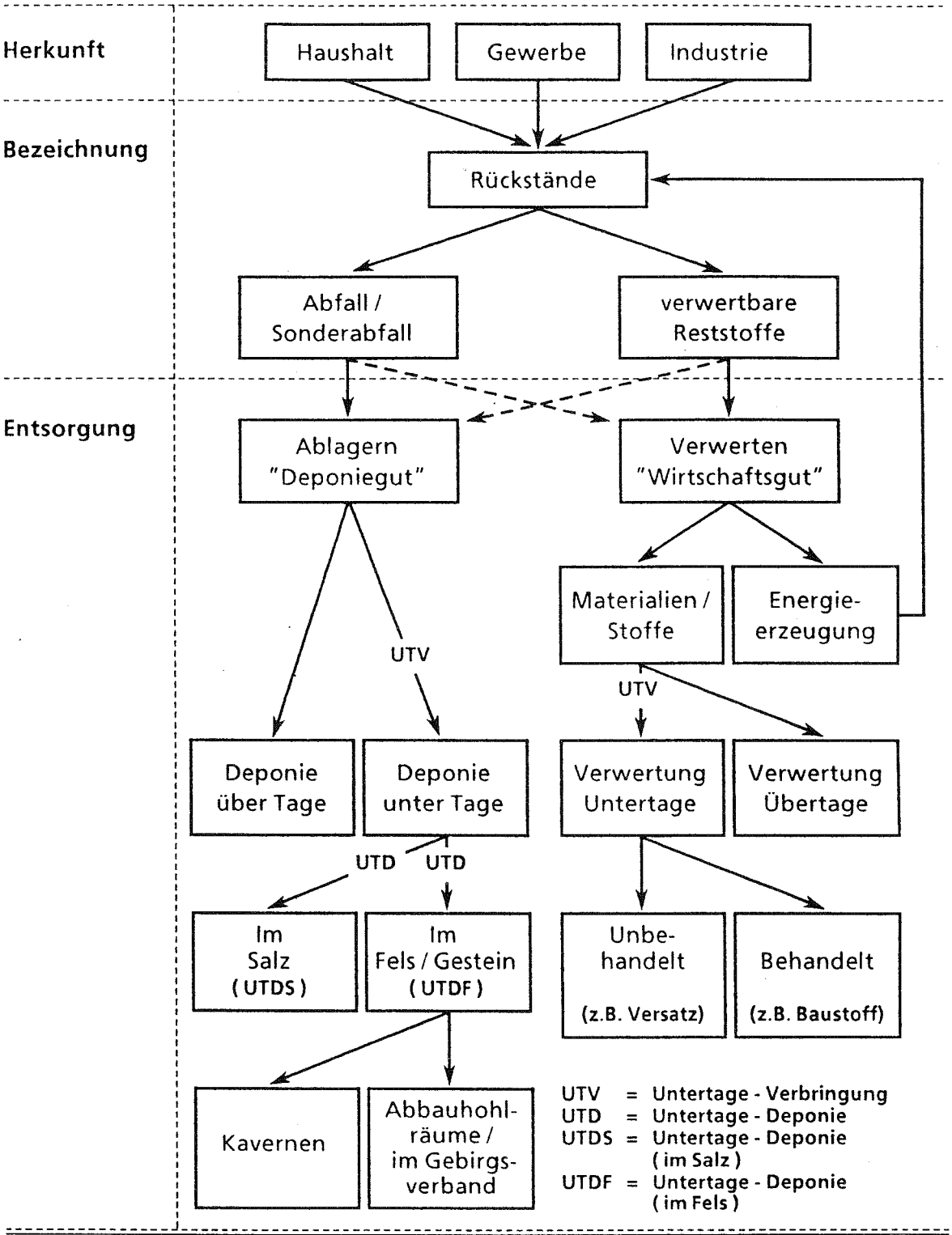


Abb. I.1/1: Übersicht der Begriffe zur Entsorgung von Abfällen und Reststoffen

In der Bundesrepublik Deutschland werden aufgrund des Konsums der Bevölkerung, des verstärkten Entsorgungsbedarfs von Industrie, gewerblicher Wirtschaft und Abfallwirtschaft einerseits, sowie der zunehmenden Verschärfung der gesetztlichen Auflagen zur Reinhaltung der Biosphäre andererseits wachsende Mengen an nicht verwertbaren Rückstandsstoffen erzeugt.

Trotz aller Bemühungen, der abfallwirtschaftlichen Maxime der Landesregierung NRW

> "**Abfallverminderung** ist wichtiger als **Abfallverwertung**; Abfallverwertung ist wichtiger als **Abfallbeseitigung**; die (unvermeidliche) Abfallbeseitigung muß auf hohem Sicherheitsniveau und mit modernen Technologien geschehen"

(MINISTER FÜR UMWELT, RAUMORDNUNG UND LANDWIRTSCHAFT NW, 1987) zu entsprechen, werden die zu beseitigenden Rückstandsmengen noch zunehmen. Gleichzeitig werden die hydrogeologisch geeigneten Deponiestandorte an der Erdoberfläche immer knapper und die Deponierung selbst stößt bei Bürgern und Kommunalpolitikern auf immer stärker werdende Akzeptanzprobleme. Letzteres gilt auch für Verbrennungs- und Behandlungsanlagen, die zudem nicht in ausreichender Anzahl zur Verfügung stehen.

Zunehmende Abfallmengen, steigende Anforderungen an die Beseitigung, knapper Deponieraum und lange Genehmigungsverfahren für neue Anlagen führen für das abfallproduzierende Gewerbe in den nächsten 10 bis 15 Jahren voraussichtlich zu einer Verdoppelung bis Verdreifachung der bisherigen Kosten für die Abfallbeseitung (JEZIERSKI 1989).

Der vermeintliche Ausweg des Abfallexports in Länder mit niedrigeren Sicherheits- und Umweltstandards löst die Probleme nicht, sondern verlagert sie nur und ist umweltpolitisch und ökologisch bedenklich (aktuelles Beispiel: DDR).

Nordrhein-Westfalen wird - trotz eines der höchsten Eigenentsorgungsgrade bei der Beseitung an Land unter allen Bundesländern - als bevölkerungsreichstes und am stärksten durch Industrie und Gewerbe geprägtes Bundesland von der Problematik eines steigenden Abfallaufkommens ei-

nerseits und eines begrenzten übertägigen Deponieangebotes andererseits besonders betroffen.

Diese Diskrepanz zwischen Abfallmenge und Deponierungsmöglichkeiten führte schließlich auch zu Überlegungen, ob nicht der Steinkohlenbergbau mit der Schaffung von jährlich 60 bis 70 Mio m^3 Hohlräumen durch Auskohlung (JEZIERSKI 1989) auch für eine Untertageverbringung von Abfallstoffen in Frage kommt (Dafür nutzbares Volumen: s. Abschnitt IV. 6).

I. 1.2 Zielstellung: Umweltverträgliche Untertageverbringung

Zur Notwendigkeit einer Untertageverbringung von Schadstoffen führen ALBRECHT, H. (1987a) und HERRMANN (1988c) folgende allgemeine geologisch-geochemische Überlegungen an:

> "Alle von Menschen produzierten Schadstoffe gelangen in die Atmosphäre, Hydrosphäre, Pedosphäre oder Lithosphäre, breiten sich in diesen mit unterschiedlicher Geschwindigkeit über unterschiedliche Entfernungen aus und treten nach unterschiedlich langer Verweildauer in eine der anderen Sphären ein.
> An der Erdoberfläche deponierte Schadstoffe befinden sich dabei immer im Bereich relativ schnell ablaufender Stoffkreisläufe. Die Elemente und Verbindungen, die in den Böden teilweise starken Lösungs- und Transportvorgängen unterliegen, können über den Wasserpfad in Grund- und Oberflächenwasser gelangen. In Abhängigkeit von der Löslichkeit und der Grundwasserfließgeschwindigkeit dauern diese Stofftransporte Jahre bis Jahrhunderte. In diesem Teil der Lithosphäre, also in oder nahe der Biosphäre, befinden sich heute die meisten Schadstoffdeponien. Da sie dem ständigen Einfluß fließenden Wassers, vor allem der Niederschläge und den dauernden Angriffen der physikalischen Verwitterung ausgesetzt sind, kann ein Wiedereintritt ihres Inhaltes in die Biosphäre auf Dauer nicht ausgeschlossen werden.
> Im Gegensatz dazu laufen die Stofftransporte in Tiefen von wenigen hundert oder tausend Meter um mehrere Größenordnungen langsamer ab. Mit zunehmender Tiefe können die Umverteilungsprozesse Jahrtausende bis Jahrmillionen dauern".

Eine relativ große Entfernung der in geologischen Formationen im tiefen Untergrund eingeschlossenen Schadstoffe zur Biosphäre beinhaltet daher grundsätzlich ein höheres Sicherheitspotential als die Deponierung an der Erdoberfläche.

I. 1.3 Kriterien zur Untertageverbringung in Steinkohlenbergwerken des Ruhrkohlenbezirks

Schon die im **Untersuchungsauftrag des LWA**/NW vom 19.02.88 enthaltenen zu prüfenden **Vorgaben** zur untertägigen Abfallentsorgung in Steinkohlenbergwerken wie

- umweltverträglicher Deponiebetrieb,
- auf lange Sicht vorhandener Grundwasserschutz,
- arbeitssicherheitlich unbedenkliche Entsorgung,
- kein Ausschluß künftiger Lagerstättennutzung

berühren alle wichtigen Voraussetzungen einer sicheren und schadlosen Untertageverbringung von Reststoffen.

Bei der Begründung dieser Vorgaben sind folgende grundsätzliche **Unterschiede** zwischen einer Untertageverbringung in Steinkohlenbergwerken und den in Kap. I.3.2 näher beschriebenen Untertagedeponien in anderen Gebirgen von Bedeutung:

a) Anders als bei der Erstellung von UTD als Kavernen in Festgesteinen, wo sich die Auffahrung der Hohlräume allein nach der Einlagerungstechnik richtet und dabei eine größtmögliche Unversehrtheit der geologischen Barriere angestrebt wird, werden die im Bergbau erstellten Hohlräume im Zusammenhang mit der Rohstoffgewinnung geschaffen, d.h. die Herstellung erfolgt nach wirtschaftlichen Gesichtspunkten zur Ausbeutung der Lagerstätte oft bei Störung der geologischen Barriere, und der Entsorgungsaspekt steht an zweiter Stelle (SCHNEIDER, H.-J. 1989).

b) Anders als im Salzbergbau geraten die Grubenräume im Ruhrkohlebergbau nach der Beendigung aller Wasserhaltungsmaßnahmen, etwa nach Einstellung des Bergbaus, durch den Wiederanstieg des Grundwassers unter Wasser.

Anders als in Salzbergwerken sind daher Deponieräume im Steinkohlenbergbau nach der Deponierung in der Regel

- nicht mehr kontrollierbar und
- bei Fehlern der Deponierung nicht reparierbar;
- die eingebrachten Reststoffe sind praktisch nicht mehr rückholbar.

Diese Unterschiede führen zunächst zu einer **Einschränkung** des Stoffkataloges der für eine Untertageverbringung in Steinkohlenbergwerken in Frage kommenden Reststoffe. Das Landesamt für Wasser und Abfall/NW hat 1987 für die Untertageverbringung im Steinkohlengebirge eine Einteilung in

- geeignete Abfallarten,
- bedingt geeignete Abfallarten und
- ungeeignete Abfallarten.

vorgenommen.

Die **ungeeigneten Abfallarten** betreffen dabei vor allem folgende Abfallgruppen mit den dazu gehörenden Abfalleigenschaften:

- Abfälle pflanzlichen und tierischen Ursprungs sowie von Veredlungsprodukten wie
  - biologisch abbaubare organische Abfälle,
  - brennbare oder
  - wasserlösliche oder
  - spezifisch leichtere Stoffe als Salzwasser.

- Abfälle chemischer Umwandlungs- und Syntheseprodukte
  - teilweise bis vollständig leicht löslich,
  - toxische oder
  - reaktive oder
  - organische oder
  - spezifisch leichtere Stoffe als Salz- bzw. Süßwasser,
  - brennbare oder
  - flüssige Abfälle.

- Radioaktive Abfälle.

- Siedlungsabfälle
  - organische Abfälle,
  - biologisch abbaubare oder
  - brennbare oder
  - leicht lösliche oder
  - infektiöse oder
  - flüssige Stoffe.

Die o.g. Vorgaben, Unterschiede und Einschränkungen bilden die Grundlagen für die im folgenden erläuterten **Schutzziele für die Untertagedeponierung**. Diese Ziele, die je nach Gefahrenspotential der zu entsorgenden Abfälle und Reststoffe enger oder weiter gefaßt werden müssen, lassen sich dabei nicht für jeden Durchführungsabschnitt der UTD speziell definieren, sondern greifen zum Teil ineinander über.

Schutz der Umwelt

Die Gebote einer umweltschonenden Deponierung und eines Langzeitschutzes der Biosphäre stehen als allgemeine Anforderungen an eine umweltverträgliche Untertageverbringung an erster Stelle.

Für die Anlieferung sind über und unter Tage angemessene Sicherheitsvorkehrungen zu treffen, um einen sicheren und unschädlichen Umschlag der Abfälle zu gewährleisten.

Ein möglicher Schadstoffaustrag selbst kann hauptsächlich über den Grundwasserpfad zu einer Kontaminierung der Biosphäre über das heutige geogene Maß hinaus führen. Durch eine für die Umwelt günstige Kombination von "Abfall-/Reststoffart - Abfallkonditionierung - Abfalleinbringung - Deponiestandort unter Tage" ist dafür zu sorgen, daß auch dem Besorgnisgrundsatz des Wasserhaushaltsgesetztes entsprochen und dazu das Prinzip des vollständigen Einschlusses bzw. das Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung eingehalten wird (Einzelheiten s. Kap. I.2).

Schutz der Lagerstätte

Die Deponierung der in die Grubenräume zu verbringenden Stoffe muß so erfolgen, daß hierdurch die laufende oder zukünftige Gewinnung der noch

anstehenden Kohlenvorräte nicht verhindert oder in unvertretbarem Maße erschwert wird.

Diese Forderung hat besondere Bedeutung für solche Steinkohlenbergwerke, bei denen gleichzeitig mit der Einlagerung von Deponiestoffen der normale Gewinnungsbetrieb erfolgt. Da jedoch nicht ausgeschlossen werden kann, daß ein zu einem bestimmten Zeitpunkt aufgegebener Lagerstättenteil später erneut in Abbau genommen werden wird, ist dem Schutz ggf. vorhandener Lagerstättensubstanz auch bei der Nutzung stillgelegter Bergwerke als Untertagedeponie entsprechende Aufmerksamkeit zu widmen.

Der Schutz der Lagerstätte kann einerseits sichergestellt werden durch Beschränkung der Einlagerung auf solche räumlichen Bereiche, in denen nach Abschluß dieser Aktivitäten keine abbauwürdigen Reserven mehr anstehen, und die gleichzeitig von allen anderen Lagerstättenteilen so abgetrennt sind, daß sie für deren Nutzung nicht in Anspruch genommen werden müssen. Andererseits kann der Schutz der Lagerstätte sichergestellt werden, wenn es gelingt, solche Deponierungstechniken zu entwickeln und anzuwenden, bei denen jede Gefährdung eines im gleichen Lagerstättenteiles gleichzeitig oder später laufenden Gewinnungsbetriebes und insbesondere der hierbei Beschäftigten ausgeschlossen werden kann; insofern ist das Ziel "Schutz der Lagerstätte" in den Forderungen nach dem Schutz des Betriebes und Schutz der Belegschaft mit enthalten.

Schutz des Betriebes

Soweit die Untertagedeponierung in bereits stillgelegten, also nicht mehr zur Kohlengewinnung betriebenen Bergwerken erfolgt, bedeutet die Forderung nach dem Schutz des Betriebes in erster Linie, daß die Einlagerung in allen ihren Einzelschritten von der Anlieferung des Materials übertage bis zur Verbringung an die vorgesehene Lokation untertage so zu geschehen hat, daß auch bei Auftreten eines Störfalles die Grubenräume und betrieblichen Einrichtungen nicht gefährdet oder in Mitleidenschaft gezogen werden; selbstverständlich darf auch von dem bereits deponierten Material keine solche Gefährdung mehr ausgehen. In erster Linie ergeben sich hieraus Anforderungen an eine entsprechende Ausgestaltung der Umschlags-, Transport- und Einlagerungs- bzw. Einbautechniken, sowie hin-

sichtlich vorbereiteter Maßnahmen und Einrichtung zum Schutz des Betriebes bei evtl. auftretenden Störfällen (vgl. Kapitel IV. 3).

Wenn die Untertagedeponierung in einem noch nicht stillgelegten Steinkohlenbergwerk erfolgt, muß sich dieser Schutz des Betriebes gleichermaßen auch auf die Räume und Einrichtungen erstrecken, die für den Gewinnungsprozeß im weitesten Sinne erforderlich sind. Zusätzlich ist sicherzustellen, daß dieser keine zu großen Behinderungen erleidet. Dies führt wiederum zu entsprechenden Anforderungen an die Verbringungstechniken, wirft darüber hinaus jedoch auch organisatorische Probleme, speziell bei der Abbaureihenfolge- (Zeit-)planung auf (vgl. Kapitel IV 1.2).

Schutz der Belegschaft

Die Arbeitssicherheit und -hygiene ist für alle Beschäftigten über die gesamte Lebensdauer des für die Untertagedeponie genutzten Bergwerkes zu gewährleisten, und zwar für alle Phasen der Deponierung. Während des Umschlages, des Transportes und des Einbaus der zu verbringenden Materialien ist sicherzustellen, daß keine unmittelbaren Kontakte mit gefährlichen Stoffen erfolgen können, dabei muß auch gegenüber möglichen Störfällen Vorsorge getroffen werden. Neben einer entsprechenden Unterrichtung und Ausbildung der Beschäftigten sind diese Forderungen durch persönliche Schutzeinrichtungen und vor allem eine entsprechende Ausgestaltung der Verbringungstechnik zu erfüllen.

Die Art der Ablagerung muß darüber hinaus sicherstellen, daß auch von den endgültig deponierten Stoffen keine Gefährdung der Belegschaft ausgehen kann, d.h. es dürfen keinerlei Schadstoffe auf dem Wege über die Luft (Wetterstrom) oder das Wasser (Wasserhaltung) in einer die Belegschaft gefährdenden Art und Weise ausgetragen werden.

I. 2 Rechtliche Grundlagen, Vorschriften

Ausgangspunkt der Themenstellung zu der vorliegenden Studie ist der Zwang zur schadlosen Beseitigung der im Land NRW im steigenden Maße anfallenden Abfall- und Reststoffe, die auf oberirdischen Deponien zukünftig nur noch eingeschränkt deponiert werden können. Die zunehmende Verbrennung von Abfällen erzeugt darüber hinaus wachsende Anteile von Sonderabfall (z. B. Filterstäube aus Hausmüllverbrennungsanlagen), die wiederum durch Ablagerung oder Verwertung zu entsorgen sind. Die in NRW mögliche Entsorgung dieser Stoffe in UTD des Steinkohlengebirges bedarf vor der fachlichen Beurteilung auch der Darstellung bereits geltender gesetzlicher Regelungen zum Grundwasserschutz und zur Abfallentsorgung, die generell zu beachten sind.

I. 2.1 Wasserrechtliche Vorschriften

Wegen des Fehlens gültiger UTD-Richtlinien im Steinkohlengebirge setzen zunächst das Wasserhaushaltsgesetz der BRD (WHG vom 23.09.1986) und das Landeswassergesetz von NRW (LWG vom 09.06.1989) Maßstäbe für den notwendigen Grundwasserschutz.

Das **Wasserhaushaltsgesetz** (WHG) definiert vor allem die hier anzuwendenden allgemeinen Grundsätze des Gewässerschutzes in den nachfolgend auszugsweise angeführten und z.T. ergänzten Texten (gilt für alle nachfolgenden Zitate)

- § 1a (2) :
  Jedermann ist verpflichtet, bei Maßnahmen, mit denen Einwirkungen auf ein Gewässer (betr. Oberflächen- und Grundwasser) verbunden sein können, die nach den Umständen **erforderliche Sorgfalt** anzuwenden, um Verunreinigungen des Wassers oder eine sonstige nachteilige Veränderung seiner Eigenschaften zu verhüten...

Von zentraler Bedeutung für jede Art der Abfall- bzw. Reststoffablagerung ist der **"Besorgnisgrundsatz"** des WHG, nach dem die generelle Zielvorstellung des Grundwasserschutzes formuliert ist in

- § 34 (2) :
  Stoffe dürfen nur so gelagert oder **abgelagert** werden, daß eine schädliche Verunreinigung des Grundwassers oder eine sonstige **nachteilige Veränderung seiner Eigenschaften** nicht zu besorgen ist.

Danach ist im Ruhrkohlenbezirk eine UTD generell so zu planen, daß gegenüber der **geogenen Vorbelastung** durch erhöhte Stoffgehalte keine weitere nachteilige oder **schädliche Stoffbelastung** größerer Grundwassermengen stattfindet. Es ist dagegen bei der UTD nicht das erforderliche Ziel des Grundwasserschutzes, jeden Stoffaustrag zu unterbinden, da das Grundwasser mit größerer Tiefe der Ablagerung im Steinkohlengebirge bereits zunehmend geogen vorbelastet ist (vgl. Kap. II.3). Zur Beurteilung der "schädlichen Verunreinigung" bedarf es daher zusätzlicher Feststellung der Art und Größe eines Stoffaustrages oberhalb der im Gebirgswasser bereits vorhandenen natürlichen Vorbelastung.

Das **Landeswassergesetz** (LWG) präzisiert für das Land NRW die Ziele und Zuständigkeiten des Grundwasserschutzes im Interesse der Sicherung öffentlicher Trinkwasserversorgung in

- § 2 (1):
  Ziel der Wasserwirtschaft ist es, die Gewässer vor vermeidbaren Beeinträchtigungen zu schützen . . . Die Gewässer sind so zu bewirtschaften, daß sie dem **Wohl der Allgemeinheit** und im Einklang mit ihm auch dem Nutzen einzelner dienen.

- § 44:
  Bei der Benutzung von Grundwasser, das für die derzeit bestehende oder künftige öffentliche Wasserversorgung besonders geeignet ist, genießt die **öffentliche Wasserversorgung** Vorrang vor anderen Benutzungen, soweit nicht überwiegende Belange des Wohls der Allgemeinheit oder in Einklang damit auch der Nutzen einzelner etwas anderes erfordern.

Danach ist die Sicherung der Trinkwasserversorgung aus den im Ruhrgebiet bekannten Grundwasservorkommen das wesentliche Ziel der Vermeidung zusätzlicher Stoffbelastung des oberflächennahen Grundwassers durch eine UTD im Steinkohlengebirge.

I. 2.2 Abfallrechtliche Vorschriften

Das **Abfallgesetz der BRD** (AbfG vom 27.08.1986) definiert die im Rahmen dieser Studie zu verwendenden Begriffe und Grundsätze der Abfallentsorgung, die auch bei der Untertagedeponie von Abfällen und dem Untertageeinsatz von Reststoffen Anwendung finden müssen (s. Abb. I.1/1). Wesentlich sind in diesem Zusammenhang die Definitionen in

- § 1 (1):
  Abfälle im Sinne dieses Gesetzes sind bewegliche Sachen, deren sich der Besitzer entledigen will (subjektives Element der Abfalldefinition) oder deren geordnete Entsorgung zur Wahrung des Wohls der Allgemeinheit, insbesondere des Schutzes der Umwelt, geboten ist... (objektives Element der Abfalldefinition; betr. "Zwangsabfall")

- § 1 (2):
  Die **Abfallentsorgung** umfaßt das Recycling von Stoffen oder Energie aus Abfällen (**Abfallverwertung**) und das **Ablagern** von Abfällen sowie die hierzu notwendigen Maßnahmen des Einsammelns, Beförderns, Behandelns und Lagerns.

- § 2 (2):
  An die Entsorgung von Abfällen aus gewerblichen oder sonstigen wirtschaftlichen Unternehmen oder öffentlichen Einrichtungen, die nach Art, Beschaffenheit oder Menge in besonderem Maße **gesundheits-, luft- oder wassergefährdend** sind..., sind nach Maßgabe dieses Gesetzes zusätzliche Anforderungen zu stellen .

- § 2 (3):
  Die Bundesregierung wird ermächtigt, für bestimmte, in einer Rechtsverordnung aufgeführte Stoffe, die keine Abfälle im Sinne dieses Gesetzes sind, sondern als **Reststoffe verwertet** werden sollen, die Überwachung, Genehmigungs- und Kennzeichnungspflicht anzuordnen, wenn von ihnen bei einem unsachgemäßen Befördern, Behandeln oder Lagern eine erhebliche Beeinträchtigung des Wohls der Allgemeinheit ausgehen kann.

Die Abfälle, für die diese besonderen Anforderungen der Entsorgung gelten, werden spezifiziert in der "Verordnung zur Bestimmung von Abfällen nach § 2 Abs. 2 des Abfallgesetzes" (AbfBestV) vom 03.04.1990. Der für diese Abfälle (Benennung bisher und hier: "Sonderabfall"; nach der Verordnung zukünftig: **"Besonders überwachungsbedürftige Abfälle"**) vorgeschlagene Entsorgungsweg wird ebenfalls nach § 2 (2) AbfG in der wahrscheinlich noch 1990 vorliegenden "3. Allgem. Verwaltungsvorschrift zum Abfallgesetz" (= TA Abfall) geregelt. Die in der AbfBestV und der TA Abfall genannten Sonderabfallarten sind z.T. identisch mit den hier untersuchten und im Abfallkatalog des LWA/NW aufgeführten Arten (z.B. Schlacken, Aschen, Filterstäube aus MVA), an deren Entsorgung daher die im Gesetz genannten zusätzlichen Anforderungen zu stellen sind.

Der ursprünglich im Immissionsschutzgesetz definierte Begriff "Reststoff" wird durch die "Verordnung zur Bestimmung von Reststoffen" nach § 2 (3) des Abfallgesetzes" (RestBestV) vom 03.04.1990 für die Stoffe präzisiert, für die eine besondere Überwachung erforderlich ist (Benennung zukünftig: "überwachungsbedürftige Reststoffe"). Die in dieser Verordnung aufgeführten Reststoffarten sind weitgehend identisch mit den in der AbfBestV aufgeführten und damit wiederum z.T. identisch mit den nach dem Katalog des LWA/NW für die Untertagedeponie evtl. geeigneten Abfallarten.

Die Notwendigkeit umweltschonender Abfallentsorgung wird in Übereinstimmung mit dem Besorgnisgrundsatz des WHG und dem LWG generell begründet durch

- § 2 (1):
  Abfälle sind so zu entsorgen (betr. Verwertung, Ablagerung), daß das **Wohl der Allgemeinheit** nicht beeinträchtigt wird, insbesondere nicht dadurch, daß
  - die **Gesundheit der Menschen** (betr. u.a. Arbeitsschutz bei UTD) gefährdet und ihr Wohlbefinden beeinträchtigt, ...
  - **Gewässer** (betr. u.a. Grundwasser bei UTD), Boden- und Nutzpflanzen schädlich beeinflußt werden.

Die Notwendigkeit der vor der Ablagerung zu bevorzugenden Verwertung von Abfällen und Reststoffen als Wirtschaftsgut und die dazu auch in Bergbaubetrieben bestehenden Möglichkeiten werden dargestellt in

- § 3 (2):
  Die **Abfallverwertung** hat Vorrang vor der sonstigen Entsorgung, wenn sie technisch möglich ist und die hierbei entstehenden Mehrkosten im Vergleich zu anderen Verfahren der Entsorgung nicht unzumutbar sind.

- § 3 (7):
  Der Abbauberechtigte eines **Mineralgewinnungsbetriebes** kann von der zuständigen Behörde verpflichtet werden, die Entsorgung von Abfällen in freigelegten Bauen seiner Anlage oder innerhalb seines Grundstücks zu dulden. ... Der Vorrang der Mineralgewinnung gegenüber der Abfallentsorgung darf nicht beeinträchtigt werden.

- § 4 (5):
  Die Bundesregierung erläßt ... allgemeine Verwaltungsvorschriften über **Anforderungen an die Entsorgung von Abfällen** nach dem Stand der Technik...

wobei § 4 (5) neben § 2 (2) die Grundlage der geplanten Einzelregelungen auch der UTD in der TA Abfall sein wird.

Dabei fehlen spezielle und rechtliche gültige Leitlinien zu den Voraussetzungen und den Betriebsbedingungen einer UTD von Abfällen und Reststoffen in vorhandenen bergbaulichen Grubenräumen und in Festgesteinen derzeit noch für die BRD. Sie sind in Bearbeitung als Ergänzung des Abschnittes 10 der "Besonderen Anforderungen an Untertagedeponien in Salzgesteinen" der **3. Allgemeinen Verwaltungsvorschrift zum Abfallgesetz** (= TA Abfall), die voraussichtlich 1990 in Kraft gesetzt wird.

Eine weitere Hilfestellung bei der Beurteilung dieser hydrogeologischen Anforderungen war auch der am 06.06.1989 vom Bundesminister für Umwelt, Naturschutz und Reaktorsicherheit veröffentlichte Anforderungskatalog der **wasserwirtschaftlichen Anforderungen an Gesteinskavernen zum Lagern wassergefährdender Stoffe**, der mit der "Länderarbeitsge-

meinschaft Wasser" abgestimmt wurde. Da unter Kavernen hier für die Zwischenlagerung und Ablagerung wassergefährdender Stoffe speziell erstellte bergmännnische Hohlräume verstanden werden, kann dieser Anforderungskatalog, der nach § 19 g WHG nicht die Abfallstoffe des o.g. LWA-Kataloges umfaßt, die im Ruhrgebiet bevorzugt in fördernden Bergwerken durchzuführenden Verbringung nur begrenzt erfassen.

a. Abschnitt 10 TA Abfall (Entwurf 1989)

Die Präambel zum Abschnitt "Untertagedeponie" formuliert die Grundsätze jeder UTD von Abfällen wie folgt:

- Die untertägige Ablagerung (Ergänzung: oder Verwertung) von Abfällen (Ergänzung: oder Reststoffen) hat das Ziel, in Abhängigkeit von den Abfalleigenschaften
  - die Abfälle und deren Stoffausträge von der Biosphäre weitgehend und dauerhaft fernzuhalten (**Prinzip des vollständigen Einschlusses**) oder
- - die Abfälle so abzulagern, daß keine schädliche Verunreinigung oder nachteilige Veränderung des Grundwassers gegenüber der geogenen Beschaffenheit zu besorgen ist (**Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung**).

- Die untertägige Ablagerung hat so zu erfolgen, daß keine Nachsorge erforderlich bleibt (Ergänzung: , die wegen der besonderen Art dieser Entsorgung auch nicht möglich ist).

Fachlich zu begründen sind diese über die bei Übertagedeponien hinausgehenden Anforderungen vor allem durch die Endgültigkeit dieser Art von Ablagerung, die eine spätere Reparatur fehlerhafter Ablagerung unmöglich macht.

b. Abschnitt 4.3.3 TA Abfall (Entwurf 1989)

Dieser Abschnitt schließt folgende Abfallarten (entsprechen weitgehend dem Teil III = "ungeeignete Abfallarten" des Abfallkatalogs des LWA/NW vom 27.05.1987) von der UTD aus:

- Abfälle mit Erregern übertragbarer Krankheiten,
- Abfälle ohne ausreichende Festigkeit im Endzustand,
- Abfälle mit penetrantem Geruch,
- selbstentzündliche oder explosible Abfälle,
- Abfälle mit toxischen oder explosiblen Gas-Luft-Gemischen,
- Abfälle bei denen Reaktionen mit dem Wirtsgestein zu gefährdenden Stoffen führen können.

c. Anforderungskatalog Gesteinskavernen (1989)

Wegen der erhöhten Grundwassergefährdung der nach § 19 g WHG (betr. techn. Anlagen zum Lagern wassergefährdender Stoffe) in (Gesteins-) Felskavernen zwischen- und abzulagernden Stoffe sind die Anforderungen für die hier zu untersuchende UTD in dieser Richtlinie z. T. zu eng gefaßt:

- In Abschn. 2:
  Nach dem Besorgnisgrundsatz dürfen nur solche Kavernen zugelassen werden, bei denen die gelagerten Stoffe aufgrund der geologischen und technischen Gegebenheiten nicht mit Grund- und Oberflächenwasser in Kontakt kommen können...

  Bei Felskavernen muß im Einzelfall nachgewiesen werden, daß eine Gewässergefährdung nicht besteht. Aufgrund des Besorgnisgrundsatzes sollen zur Lagerung wassergefährdender Stoffe in der BRD keine Felskavernen zugelassen werden, bei denen Grund- oder Oberflächenwasser trotz allseitig zur Kaverne gerichteter Druckgradienten im unmittelbaren Kontakt mit den eingelagerten Stoffen stehen."

Die im Rahmen der Kavernenplanung für die Untersuchung vorgeschlagenen Parameter der hydrogeologischen Situation ließen sich dagegen bei dieser Studie der UTD im Steinkohlengebirges fast alle untersuchen :

- In Abschn. 4.1.2:
  - Gebirgsdurchlässigkeit ,
  - hydraulisches Grundwassergefälle,
  - Grundwasserfließgeschwindigkeit / -richtung,
  - Lage zur Vorflut,
  - Abstand zum nächsten Grundwasserleiter,

- Grundwasseralter, Grundwassertemperatur,
- Grundwasserchemismus,
- Vorhandensein von Trinkwasser-, Heilquellen- und Naturschutzgebieten.

I. 2.3 Bergrechtliche Vorschriften

Bei der Untertagedeponie (UTD) gilt das für alle bergbaulichen Tätigkeiten im **Bundesberggesetz** (BBergG) vom 13. August 1980 (BGBl.I S.1310) vorgeschriebene Betriebsplanverfahren (§ 50 ff.) und aufgrund der angekündigten Novellierung des BBergG (ab Aug. 1990) die Umweltverträglichkeitsprüfung (UVP) und das mit ihr einhergehende Planfeststellungsverfahren (§ 52, 57).

Die zuständigen Behörden (Bergbehörden) verfügen mit dem Betriebsplanverfahren (Haupt-, Rahmen-, Sonder-, Gemeinschafts- und Abschlußbetriebspläne) über ein Kontroll- und Überwachungsinstrumentarium, das es ermöglicht, eine vorsorgliche Überprüfung zur Einhaltung der Vorschriften des BBergG und der aufgrund dieses Gesetzes erlassenen Ver- und Anordnungen in der Planungsphase sicherzustellen. Darüberhinaus ist aufgrund dieses Betriebsplanverfahren in der Betriebs- und Abschlußphase eine ständige Überwachung und Kontrolle bergbaulicher Aktivitäten durch die Bergbehörde gewährleistet.

Die in der Einleitung (vgl. Kapitel I.1.3) formulierten **Schutzziele** (Schutz der Umwelt, Lagerstätte, Betriebe und Belegschaft) sind im BBergG rechtlich verankert und ihre Einhaltung bilden die Zulassungsvoraussetzungen für Betriebspläne in

§ 55 (1) (Zulassung des Betriebsplanes): Die Zulassung eines Betriebsplanes im Sinne des §52 ist zu erteilen, wenn . . .

3. die erforderliche Vorsorge gegen Gefahr für Leben, Gesundheit und zum Schutz von Sachgütern, Beschäftigter und Dritter im Betrieb, insbesondere durch die den allgemein anerkannten Regeln der Sicherheitstechnik entsprechenden Maßnahmen, ... getroffen ist, ...

4. keine Beeinträchtigung von Bodenschätzen, deren Schutz im öffentlichen Interesse liegt, eintreten wird,

...

9. gemeinschädliche Einwirkungen der Aufsuchung oder Gewinnung nicht zu erwarten sind.

Damit werden neben den sicherheitstechnischen Belangen, die sich aus den bergbauspezifischen Gegebenheiten ergeben, auch die öffentlichen Interessen an der Nutzung der Bodenschätze bei gleichzeitiger geringstmöglicher Veränderung der Umwelt berücksichtigt.

I. 3 Stand der untertägigen Verbringung von Abfällen in der BRD

In der Bundesrepublik Deutschland wurden bisher aus hydrologischen Gründen bevorzugt Salzgesteine wegen ihrer besonders günstigen Barrierefunktion gegenüber Grundwasserzutritt zum Zwecke einer UTD genutzt bzw. untersucht (s. Kap. I. 3.2). Da jedoch sämtliche Gesteine an geologischen Prozessen und geochemischen Stoffkreisläufen teilnehmen (vgl. Kap. I. 1.1), gibt es kein "ideales" Wirtsgestein (HERRMANN 1988c). International werden auch magmatische, metamorphe und sedimentäre Gesteine wie Granit, Basalt, kristalline Schiefer, Tuffe, Ton- neben Salzgesteinen auf ihre Eignung zur Einlagerung von meist radioaktiven Abfallstoffen untersucht (Tab. I. 3/1). Da sie alle bestimmte Vor- und Nachteile hinsichtlich der hydrogeologischen Eignung, der mineralogischen Zusammensetzung und der physikalischen sowie chemischen Eigenschaften haben, wird die Bevorzugung einer Gesteinsart bestimmt durch die geologischen Verhältnisse und (nicht zuletzt auch) die ökonomischen Interessen eines Landes.

Im Hinblick auf eine verstärkt notwendig werdende Untertage-Deponierung in der BRD (vgl. Kap. I. 1.1) für nicht radioaktive Stoffe ist von daher eine Einbeziehung anderer potentieller Endlagergesteine neben dem bisher bevorzugten Steinsalz sinnvoll (z.B. im Steinkohlengebirge).

Die USA sei an dieser Stelle als Beispiel für sich ändernde Auffassungen bei der Auswahl geeigneter Endlagergesteine (für radioaktive Abfälle) erwähnt: Neben bzw. an Stelle des Steinsalzes werden dort neuerdings auch Basalte und Tuffe als potentielles Wirtsgestein zur Endlagerung radioaktiver Substanzen untersucht.

Auch die noch laufenden Untersuchungen in dem ehemaligen Eisenerzbergwerk Konrad (s. Kap. I. 3.2.5) zeigen, daß es zum Wirtsgestein Steinsalz für radioaktive Abfälle durchaus geologische Alternativen gibt.

Prinzipiell sind folgende Formen von Untertagedeponien zu unterscheiden (z.B. ALBRECHT, H. 1987a; AUST et at 1978; AUST 1985b; BIELER & CLAUS 1988; FINKENWIRTH 1988; HERRMANN 1988c; SCHNEIDER, H.-J. 1986 u. 1989):

Tab.: I. 3/1 Mögliche Wirtsgesteine, welche in verschiedenen Ländern auf ihre Eignung für eine Endlagerung radioaktiver Abfälle bisher untersucht wurden.
(BAUMGÄRTEL et al 1987; GÜNTENSPERGER 1986; HERRMANN 1988c; KÜHN, K. 1988; LIEB 1988)

Land	Gestein
Argentinien	Granit
Belgien	Tongesteine
BRD	Steinsalz, sedimentäre Eisenerze
Dänemark	Steinsalz
DDR	Steinsalz
England	Granit, Sedimente, Tongesteine, Steinsalz
Finnland	kristalline Gesteine
Frankreich	Granit, Ton- und Schiefergesteine, Evaporite
Indien	Granit
Italien	Tongesteine
Japan	Granit, Sedimente, Tonschiefer, Tuffe
Kanada	kristalline Gesteine, Steinsalz
Niederlande	Steinsalz
Schweden	kristalline Gesteine
Schweiz	kristalline Gesteine, Tongesteine
Spanien	Granit, Steinsalz
UdSSR	Granit, Steinsalz
USA	Tuffe, Granit, Basalt, Tonschiefer, Steinsalz

- **Bergwerksdeponie im Salz- und Felsgebirge**
  Die Möglichkeit einer untertägigen Deponierung/Verbringung von Abfällen/Reststoffen (z.T. inkl. der radioaktiven Abfälle) wird derzeit im Steinkohlen- (s. Kap. I. 3.1.1 bis I. 3.1.6), Salz- (s. Kap. I. 3.2.1 bis I. 3.2.4) und Erzbergbau (s. Kap. I. 3.2.5 bis I. 3.2.8) geprüft bzw. schon praktiziert. Bergwerke erschließen eine Lagerstätte mit Hilfe eines untertägigen Grubengebäudes in bis zu über tausend Metern Tiefe. Die durch den Bergwerksbetrieb entstehenden Hohlräume können für Deponiezwecke genutzt werden, wobei die beiden Ziele "wirtschaftliche Ausbeutung einer Lagerstätte" und "Erstellung eines UTD-Hohlraumes" in Einklang zu bringen sind.

- **Fels- oder Salzkavernendeponie**
  Felskavernen werden auch eigens für eine Deponierung von Abfallstoffen in verschiedenen Verfahren aufgefahren. Die Bauweise richtet sich dabei vor allem nach der Funktion der Deponie und der Lagertechnik (z.B. rückholbar bei Zwischenlagerung, nicht rückholbar bei Ablagerung von nicht radioaktiven Abfällen und bei Endlagerung von radioaktiven Abfällen), nach den Abfallstoffen und nach den Eigenschaften des Gebirges.

  Salzkavernen werden in der BRD meist soltechnisch erstellt, d.h. das Salz wird durch eine von übertage abgeteufte Bohrung mit Wasser ausgespült. Standortvoraussetzung ist neben einer ausreichenden Mächtigkeit und homogenen Beschaffenheit des Salzlagers die Nähe zur Nordsee oder zu einer geeigneten, tiefen Gebirgsformation, um die entstehende Sole ableiten bzw. einpressen zu können. Auch aufgelassene Salzbergwerke können die Sole aufnehmen. Die Abfalleinlagerung erfolgt über die Zugangsbohrung meistens in kontinuierlicher Beschickung, wobei der Abfall über eine Freifalleitung in die Kaverne geschüttet oder in einer Suspension verpumpt wird.

- **Abwasserversenkung** (deep well disposal)
  Die Untertageverbringung flüssiger Abfälle ist für die vorliegende Studie zwar nicht zu betrachten, trotzdem soll jedoch auf die für diese Verbringung wesentlichen Unterschiede zwischen hydraulisch geschlossenen und hydraulisch offenen Grundwassersystems eingegangen werden, da sich die hier zu betrachtende Untertageverbringung von Feststoffen in bergbaubeeinflußten Steinkohlengebirge auch auf ein hydraulisch offenes System bezieht.

  Zur Versenkung von Abwässern und flüssigen Abfällen lassen sich tiefliegende (zw. ca. 300 m und 3000 m) meist salzwasserführende Gesteinshorizonte (Aquiferspeicher) nutzen. Sande, Sandsteine, Kalk- und Dolomitgesteine sind vom nutzbaren Hohlraumvolumen her besonders geeignete Gesteine.

  In **hydraulisch geschlossenen Systemen** der Abwasserversenkung wird der gutdurchlässige Injektionskörper allseits von geringdurchlässigen Gesteinen umschlossen. Dem Vorteil einer Eignung für Abfälle, deren schädliche Wirkung auch nach langer Verweildauer im

Untergrund nicht abgebaut wird, steht die nur begrenzte Aufnahmefähigkeit und der hohe Versenkdruck gegenüber. Der nutzbare Speicherraum wird durch Kompression des Formationswassers und durch elastische Aufweitung des Gesteinskörpers geschaffen, was jedoch nicht zu einem Aufbrechen der Deckschichten ("hydraulic fracturing") und damit zu einem Kontakt zwischen Injektionsflüssigkeit und Biosphäre führen darf. Bei einwandfreiem Abschluß der Tiefversenkung ist die Langzeitsicherheit aufgrund der Geologie gegeben und weitere Kontrollmaßnahmen erübrigen sich.

In **hydraulisch offene Systeme** der Abwasserversenkung, die über Kontakte zur Biosphäre verfügen, sollten nur niedrig konzentrierte und nichtgiftige Stoffe injiziert werden. Hier spielt sowohl die Frage nach der Verweildauer der Abfallflüssigkeit im Aquifer bis zum Wiederaustritt in die Vorflut als auch die Frage, ob das Deponiegut während dieser Dauer sein Gefährdungspotential verliert (Verdünnung, chemischer und mikrobieller Abbau oder Adsorption, Abbau der Radioaktivität bei kleiner Halbwertzeit) eine entscheidende Rolle. Der Vorteil dieses Systems liegt darin, daß es größere Mengen an Injektionsgut bei im allgemeinen niedrigeren Versenkdrücken aufnehmen kann. Ein Nachteil ist der hohe Kontrollaufwand.

Im Werra-/Fulda-Kalirevier nahm die Tiefversenkung in Deutschland mit der Injektion von Salzlösungen aus der Kalisalzverarbeitung ihren Anfang und wird bis heute betrieben. Das Werk Moosburg der Süd-Chemie AG (München) injiziert mit Aluminium, Eisen, Calcium, freiee Kohlensäure und Salzsäure belastete Abwässer über zwei 1150 m tiefe Brunnen in den Untergrund. Auch in anderen Ländern (z.B. DDR, England, Frankreich, Japan, Kanada, Spanien, UdSSR, USA) wird wird die Abwasserversenkung ("deep well disposal") praktiziert (AUST et at 1978; FINKENWIRTH 1988).

Bekannt gewordene Schadensfälle wie

- lokale Wiederaustritte der injizierten Lösungen in die Biospäre (z.B. Offleben/BRD, Vacha-Berka/DDR) und daneben
- Erdbeben als Folge von Injektionsmaßnahmen (Denver/USA),
- Reaktionen zwischen Aquifer und injizierten Abfällen (z.B. Wilmington/SA),
- Aufheizung des Grundwassers durch Injektion wärmerer Flüssigkeiten (z.B. Long Island/USA)

zeigen, daß eine langfristig sichere Isolierung der flüssigen Abfallstoffe im hydraulisch offenen System angestrebt, aber nicht immer gewährleistet ist.

I.3.1 Untertageverbringungen im Ruhrgebiet

"Die Ruhrkohle AG hat sich bereit erklärt zu prüfen, ob und wo sie untertägige Möglichkeiten für die Entsorgung von Abfällen bieten kann. Sie hat inzwischen alle ihre Bergwerke auf deren grundsätzliche Eignung für die Abfallbeseitigung hin untersucht und bewertet; hat für alle lebenden Bergwerke auf der Basis der bisher gültigen Planungen geprüft, welche Hohlräume wann für eine etwaige Beseitigung oder Verwertung von Abfallstoffen im Abbaubereich bzw. im allgemeinen Grubengebäude zur Verfügung stehen; hat ein technisches Konzept für die Verbringung von Abfallstoffen unter Tage entwickelt und im Rahmen mehrerer Forschungs- und Entwicklungsvorhaben denkbare technische Lösungen erprobt und hat schließlich - jeweils gestützt auf entsprechend positive hydrogeologische Gutachten - die Zulassungsfähigkeit und die Rahmenbedingungen einer Entsorgung unter Tage im Rahmen mehrerer aufeinander aufbauender Pilotprojekte zu klären versucht ..." (PLATE/RAG 1988).

Die im obigen Zitat angesprochene Erprobung technischer Lösungen (v.a. Transport- und Einbringverfahren) durch Pilotprojekte werden in den folgenden Kapiteln am Beispiel einiger Bergwerke (s. Kap. I.3.1.1 bis I.3.1.6) beschrieben.

Da die Geologie und Hydrogeologie im Ruhrgebiet ausführlich in Kap. II dargestellt wird, braucht bei den einzelnen Pilotprojekten nicht näher darauf eingegangen zu werden.

I.3.1.1 Versuche auf den Bergwerken Walsum und Monopol

In Zusammenarbeit zwischen der Bergbau-Forschung und den Bergwerken Walsum und Monopol der RAG wurde ein Verfahren konzipiert mit dem Ziel, ein feinkörniges Gut als Suspension hydraulisch in den beim Abbau entstehenden Versatzraum (vgl. Kapitel IV.1.2) zu verbringen und so eine möglichst dichte Verfüllung der Hohlräume hinter dem Streb zu erreichen. Die bisherigen Erprobungen wurden getrennt auf den Bergwerken Walsum (betr. Versetzen von Bruchhohlräumen) und Monopol (betr. verfahrenstechnische Optimierung des hydraulischen Transportverfahrens) durchgeführt. Auf dem Bergwerk Walsum wurden untertägige Versuchsreihen mit verschiedenen Mischungsverhältnissen des Feststoffes:

- reine Elektrofilteraschen (EFA),
- Gemisch I aus 1/3 Flotationsbergen und 2/3 EFA,
- Gemisch II zu gleichen Teilen aus Flotationsbergen und EFA,

- Gemisch III aus 40% Flotationsbergen, 40% Feinbergen bis 5 mm Korngröße und 20% EFA

bei einem Wasser-Feststoff-Verhältnis von 0,9 gefahren. Dabei wurde eine Gesamtmenge von ca. 9000 t Feststoff in den Bruchhohlraum verbracht. In dem Alten Mann wurde nach einem halben Jahr von der Begleitstrecke aus eine Strecke aufgefahren, um die Wiederverdichtungsvorgänge aufgrund der gebirgsmechanischen Einflüsse näher zu untersuchen (Einzelheiten: vgl. Kap.IV. 2).

Seit Herbst 1988 werden auf dem Bergwerk Monopol verfahrenstechnische Aspekte - bezüglich dosieren, mischen, hydraulischer Schachtförderung, Pumpenauslegung usw. - bei unterschiedlichen Mischungsverhältnissen untersucht. Die Anbindung der getesteten hydraulischen Transporteinrichtung an den Strebbetrieb ist für Juli 1990 geplant.

I.3.1.2 Versuche auf dem Bergwerk Consolidation

Eine weitere Möglichkeit des hydraulischen Nachversatzverfahrens mit Entsorgungsprodukten wie REA-Gips, Hydroxidschlamm, Wirbelbettasche und Rückständen aus der Sprühadsorption und dem Trocken-Additiv-Verfahren wird - mit Unterbrechungen - seit August 1986 in der geneigten Lagerung auf dem Bergwerk Consolidation praktiziert (REINSHAGEN 1988).

Die übertägige Herstellung und Förderung der pumpfähigen Trübe bis in den Abbaubereich entspricht im Prinzip dem hydraulischen Versatzverfahren (s. Kap. IV.3.2).

Aus der Abbaubegleitstrecke (Kopfstrecke) werden - dem Abbaufortschritt folgend - im Abstand von 10 m bis 20 m voneinander Bohrlöcher durch den Streckenbegleitdamm in einer Länge von bis zu 10 m in den Bruchhohlraum gestoßen, die verrohrt und über Hochdruckleitungen an die Streckenleitung angeschlossen werden. Unter Ausnutzung des hydrostatischen Druckes, der in der Schachtsäule aufgebaut ist, wird die Suspension in den noch vorhandenen Hohlraum eingebracht.

Neben der kontinuierlichen Anwendung bei laufenden Abbaubetrieben hat dieses Nachversatzverfahren den zusätzlichen Vorteil, daß bei aus-

gelaufenen Betrieben der Bruchhohlraum auch nachträglich verfüllt werden kann, solange die Kopfstrecke zugänglich ist. Auch ausgeraubte Strebe oder abgeworfene Abbaubegleitstrecken lassen sich beschicken, wenn die zu verfüllenden Grubenräume mit Dämmen verschlossen werden. Die Verfüllung erfolgt dann - wie auf Zollverein (s. Kap. I.3.1.5) - in Rohrleitungen durch die Dämme hindurch.

Die in dem folgenden Kapitel I.3.1.3 dargestellten untertägigen Versuche sind im Rahmen der Studie mit Begleitung durch die Gutachter durchgeführt worden.

I.3.1.3 Versuche auf den Baufeldern Pluto und Unser Fritz

1. Versuch
In einem großtechnischen Versuch wurde in Bruchhohlräumen des Bergwerks Consolidation - Baufeld Pluto - die Verbringung von Flugaschen und Stäuben verschiedener Hausmüllverbrennungsanlagen als hydraulischer Nachversatz erprobt. Insbesonders sollten dabei erste Erkenntnisse über die erforderliche Wasserzugabe unter verbringungstechnischen (Wasser-Feststoff-Verhältnis) und unter sicherheitstechnischen Aspekten (Austritt von Überschußwasser) gesammelt werden.

Im dem 1985 verhauenen und im Sturzversatz betriebene Abbaubetrieb Flöz Röttgersbank/Wilhelm, Schachtabteilung Pluto, 8.Sohle, Ort 3 fällt das ca. 2 m mächtige Flöz mit 60 gon ein (stark geneigte bis steile Lagerung) und liegt in einer Teufe zwischen 818 m und 882 m (entsprechend -772 m NN und -833 m NN). Ausgehend von einem Hohlraumfaktor 0,1 , wurde der dort zur Verfügung stehende Hohlraum auf 1700 m^3 geschätzt.

Mittels hydraulischer Fernförderung (vgl. Kap. IV.3.2) wurden auf der 8. Sohle 23 Bohrlöcher mit Suspension, für die ein mittleres Wasser-Feststoff-Verhältnis von 1,20 (1,11-1,38) ermittelt wurde, beaufschlagt, deren Aufnahmevermögen im Bereich des Alten Mannes zwischen 0 - 1,5 t und im Bereich der versetzten Kopfstrecke Flöz Röttgersbank/Wilhelm zwischen 0 - 429 t schwankte.(Abb I. 3/1).

Bohrloch 1	30 t
Bohrloch 1a	429 t
Bohrloch 1b	zugelaufen
Bohrloch 2	1,5 t
Bohrloch 3	40 t
Bohrloch 4	302 t
Bohrloch 5	zugelaufen
Bohrloch 6	zugelaufen
Bohrloch 6a	zugelaufen
Bohrloch 7	zugelaufen
Bohrloch 7a	1,5 t
Bohrloch 8	zugelaufen
Bohrloch 9	3 t
Bohrloch 9a	2 t
Bohrloch 9b	1 t
Bohrloch 9c	zugelaufen
Bohrloch 10	zugelaufen
Bohrloch 11	312 t
Bohrloch 11a	3 t
Bohrloch 12	zugelaufen
Bohrloch 12a	zugelaufen
Bohrloch 13	40 t
Bohrloch 14	5 t
Gesamt	**1 170 t**

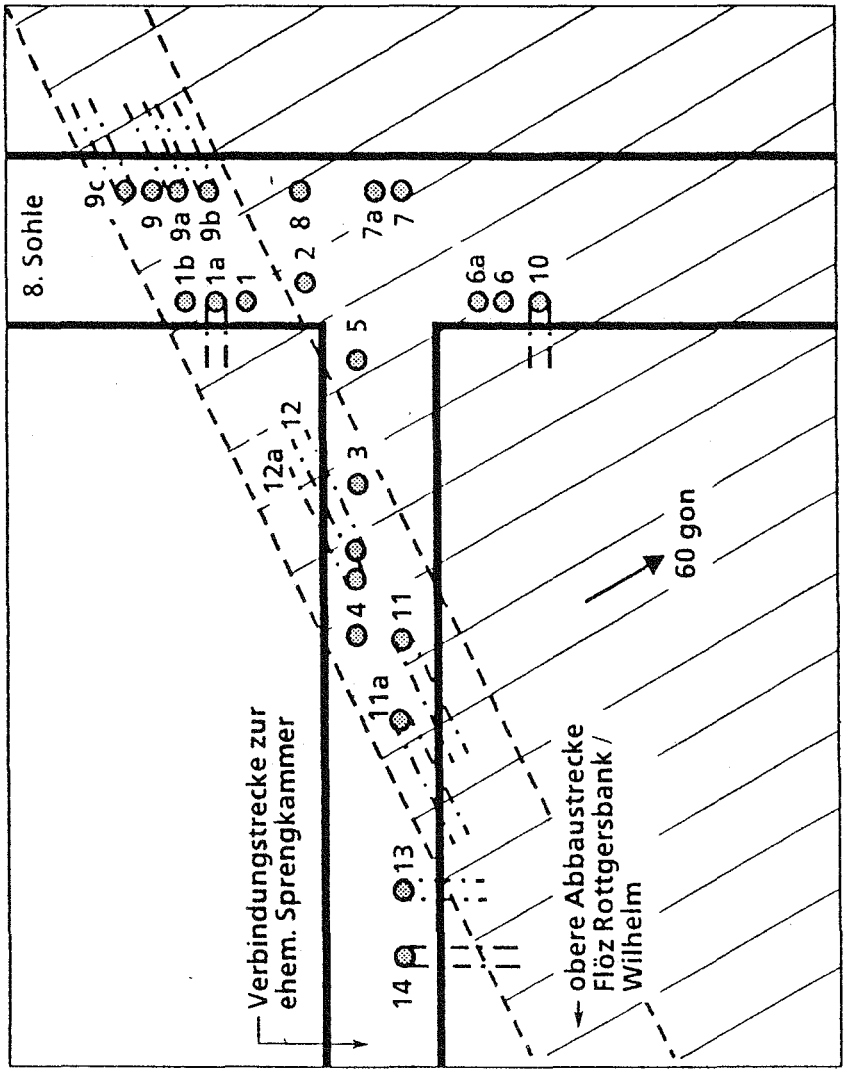


Abb. I. 3/1 Lage der eingebrachten Bohrlöcher und nachversetzte Mengen auf dem Baufeld Pluto (nach RAG)

Insgesamt erwies sich die Aufnahmekapazität des Nachversatzhohlraumes als wesentlich geringer als erwartet (1170 t), so daß von einem entsprechend kleinerem Hohlraumfaktor aufgrund gebirgsmechanischer Wiederverfestigungvorgänge ausgegangen werden muß (vgl. Kap.IV. 2).

Injektions-Austritte in geringem Umfang wurden bei diesem Versuch an zwei Stellen in der Bandstrecke beobachtet, die jedoch auf temporär durchgehende künstliche Wasserwegsamkeiten (z.B. abgeworfene Rohre o.ä.) schliessen lassen, da keine Veränderung bezüglich der chemischen und physikalischen Zusammensetzung gegenüber der ursprünglich eingebrachten Suspension festgestellt wurde. Die Erhärtung (nach 2-3 Tagen) nach dem Austritt ermöglichte die leichte Beseitigung und liefert mit dem für frisch angemischte Suspensionen charakteristischen Abbindeverhalten ebenfalls einen Hinweis auf die künstlichen Wasserwegsamkeiten. Dagegen konnte kein Austritt von Überschußwasser in die Strecke beobachtet werden, sodaß das Transportwasser vollständig durch die puzzolanische Eigenschaften der Aschen gebunden bzw. durch das im Jahre 1985 eingebrachte Versatzmaterial aufgenommen wurde.

2.Versuch
In einem weiteren großtechnischen Versuch, der ebenfalls auf dem Bergwerk Consolidation - Baufeld Unser Fritz - seit Januar 1990 durchge-führt wurde, sollten detailierte Erfahrungen über die Aufnahmekapazität in Abbauhohlräumen gesammelt sowie das Wasser-Feststoff-Verhältnis zu Transport- und Einbringzwecken weiter optimiert werden.

Im Flöz Dickebank, Bauhöhe 527, Betriebsabteilung Unser Fritz geht seit September 1989 der Abbau mit Selbstversatz im Niveau der 10.Sohle um. Der Versatzraum wird durch mitgeführte Streckenbegleitdämmen gegenüber den Begleitstrecken abgeschirmt. Das Einfallen des ca. 2,80 m mächtigen Flözes beträgt ca. 15 gon (flache Lagerung) in einer Teufe zwischen 1080 m und 1165 m.

Zum Nachversetzen des Bruchhohlraumes wurden aus der Wetterstrecke 32 Bohrlöcher in Abstand von 15 m in den Alten Mann gestoßen, von denen 28 mit der Suspension beaufschlagt wurden (Stand Juni 1990). Das Aufnahmevolumen der Bohrlöcher streute erneut stark (vgl. Abb I. 3/2). In dem Zeitraum vom 15. 01 - 31.05.90 wurden 7267 t Feststoff mit 10210 m^3

Bohrloch 1	3 t	zu
Bohrloch 2	3 t	zu
Bohrloch 3	112 t	zu
Bohrloch 4	4 t	zu
Bohrloch 5	1 395 t	zu
Bohrloch 6	zugelaufen	
Bohrloch 7	6 t	zu
Bohrloch 8	zugelaufen	
Bohrloch 9	zugelaufen	
Bohrloch 10	200 t	zu
Bohrloch 11	zugelaufen	
Bohrloch 12	3 t	zu
Bohrloch 13	4 t	zu
Bohrloch 13a	1 545 t	zu
Bohrloch 14	zugelaufen	
Bohrloch 15	117 t	zu
Bohrloch 15a	147 t	zu
Bohrloch 16	450 t	zu
Bohrloch 17	zugelaufen	
Bohrloch 18	zugelaufen	
Bohrloch 19	945 t	zu
Bohrloch 20	zugelaufen	
Bohrloch 21	735 t	zu
Bohrloch 22	5 t	zu
Bohrloch 23	zugelaufen	
Bohrloch 24	200 t	zu
Bohrloch 25	355 t	zu
Bohrloch 26	30 t	
Gesamt	**6 300 t ***	

* Stand 14. 05. 1990

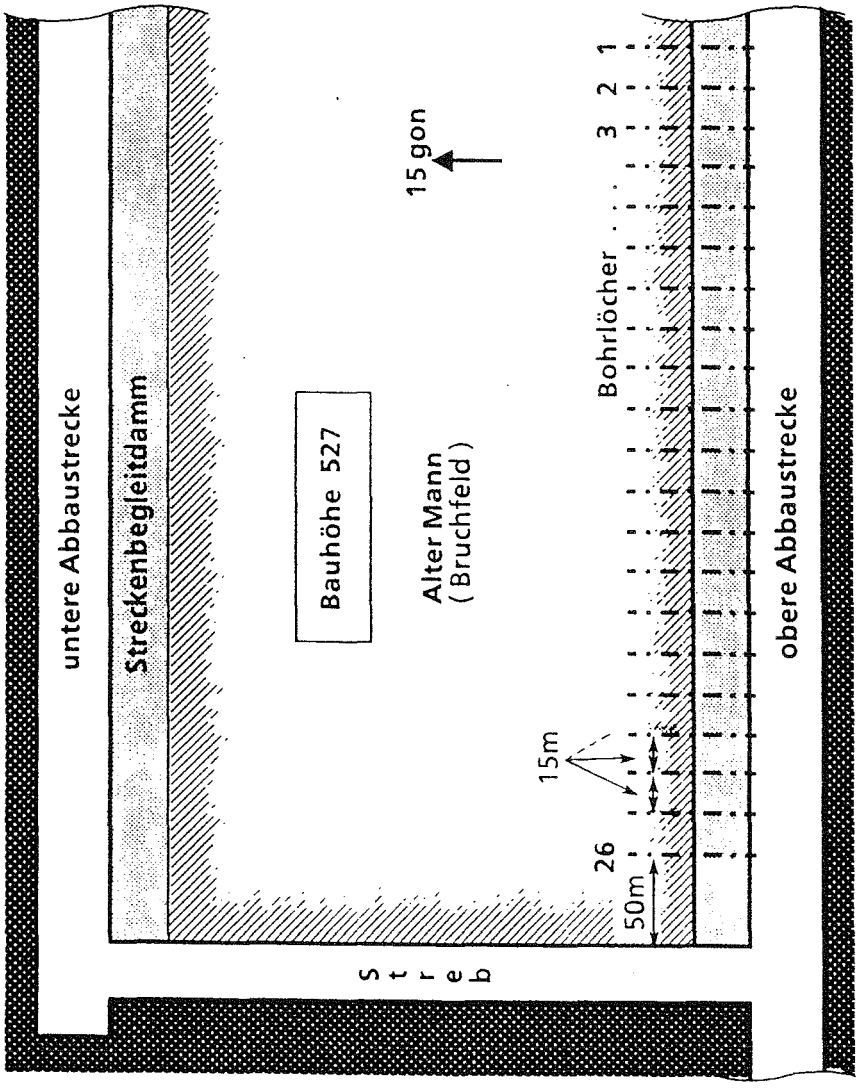


Abb. I. 3/2 Hydraulisches Nachversetzen von Bruchhohlräumen mit MVA auf dem Bergwerk Consolidation (nach RAG)

Wasser gemischt und verpumpt, so daß sich rechnerisch ein mittlerer Wasser-Feststoff-Wert von 1,40 ermitteln läßt. Zu Beginn der Versuchsreihe betrug das Verhältnis 1,50, das insbesondere auf das Einfahren der Beschickungseinrichtung und auf einen höheren Wasserbedarf der verwendeten Reststoffe mit wechselnden chemischen und physikalischen Parametern zurückzuführen ist. Der Austritt von Anmachwasser konnte weder im Strebbereich noch in der Strecke festgestellt werden.

I.3.1.4 Haus Aden

Auf dem Bergwerk Haus Aden sollten studienbegleitend mehrere großtechnische Versuche zum pneumatischen Einbringen von Flugaschen, Stäuben und Rauchgasreinigungsrückständen aus der Hausmüllverbrennung durchgeführt werden. Da bis zum Ende dieser Studie kein Versuchsbetrieb eingerichtet wurde, soll im folgenden nur das Prinzip des Einbringverfahren kurz skizziert werden.

Ausgehend von dem geringen Abstand des unterbauten Flözes Wasserfall 2 zum Flöz Sonnenschein (vgl. Abb. IV.1/1) werden neben dem Streckenbegleitdamm zusätzliche Abdichtungsmaßnahmen durchgeführt, um einen dichten Abschluß gegenüber Schleichwetterströmen zu erhalten. Durch in den Streckenbegleitdamm einbetonierte Rohre wird als Trockenhinterfüllung Elektrofilterasche eingeblasen. Erfahrungsgemäß beträgt dabei das Aufnahmevolumen ca. 12 m^3 pro Streckenmeter.

I.3.1.5 Untertagedeponie Zollverein

Das Bergwerk Zollverein in Essen-Katernberg stellte Ende 1986 seine Förderung ein. Ein Jahr später, am 23.12.87 genehmigte das Landesoberbergamt NW (LOBA NW) den "Plan zur Errichtung und zum Betrieb einer untertägigen Deponie für Rückstände aus Kohlekraftwerken und -feuerungen in Grubenbauen des Bergwerks Zollverein ...", wonach am 13.06.88 diese erste UTD in einem stillgelegten Steinkohlenbergwerk der BRD eröffnet wurde.

Die Deponieräume liegen auf der 6., der 12., der 13., zwischen der 13. und der 14. sowie auf der 14. Sohle in einer Tiefe zwischen -427 m NN und -950 m NN (Abb. IV. 3/3). Sie erschließen damit ein nutzbares Deponievolumen von ca. 0,155 Mio m^3. Der Hohlraum besteht im wesentlichen aus aus-

gebauten Richtstrecken, Querschlägen und Blindschächten im Bereich der Schächte Zollverein 1, 2, 11 und 12. Schacht 1 dient der Beschickung, Schacht 2 der Wasserhebung, Schacht 11 bleibt Abwetterschacht. Der unter Denkmalschutz stehende Schacht 12 wird nicht genutzt.

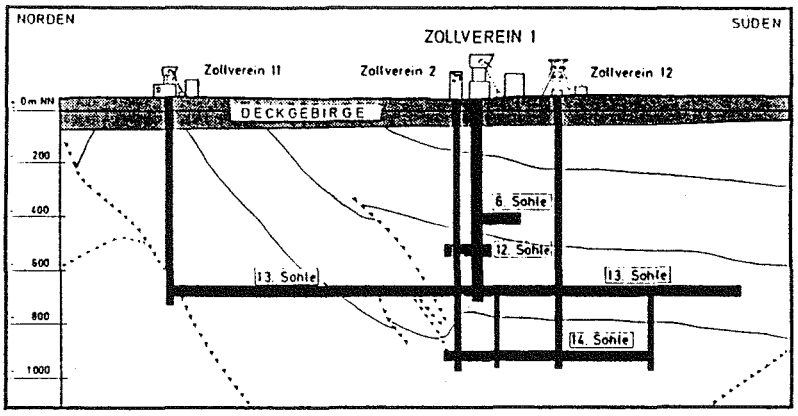


Abb. IV. 3/3: Hauptgrubenbaue des stillgelegten Bergwerks Zollverein (Ruhrkohle 3/88)

Bei einer geplanten Abfallmenge von 300 bis 400 t/d wäre der Deponieraum in 2 bis 3 Jahren gefüllt worden. Der Deponiebetrieb war bis zum 31.12.90 befristet, jedoch wurde er aus Wirtschaftlichkeitsgründen am 31.12.1989 eingestellt.

Für die UTD Zollverein sind ausschließlich folgende Abfallarten zugelassen:

- aus Kohlekraftwerken und Kohlenfeuerungsanlagen
  - Flugaschen und Stäube,
  - Kesselschlacke;
- aus Kohlekraftwerken und Kohlenstaubfeuerungsanlagen
  - Flugaschen-Koks;
- aus der Herstellung von Gipserzeugnissen und der Rauchgasentschwefelung
  - Gipsabfall;
- aus der Herstellung von Gipserzeugnissen
  - Gipsschlamm.

Diese Abfallarten können nach einer hydrologisch-wasserwirtschaftlichen Beurteilung des LWA NW "... ohne nachteilige Auswirkungen für das Grundwasser im Steinkohlenbergwerk Zollverein im Bereich unterhalb der späteren Grenze Süßwasser/Salzwasser eingelagert werden, da die in diesen Abfällen enthaltenen löslichen Inhaltsstoffe im wesentlichen denen der geogen vorhandenen Tiefensolen entsprechen."

Mit derselben Begründung ermöglicht es eine Rundverfügung des LOBA NW vom 16.12.87, Reststoffe aus Kohlekraftwerken und Kohlenfeuerungsanlagen (s.o.) generell als **Versatzstoffe** in bergmännisch geschaffenen Hohlräumen in entsprechender Teufe zu verwerten.

In beiden Fällen genügt der Einsatz als Deponiegut bzw. Versatzstoff (vgl. Kap. I.3.3) voraussichtlich (d.h. zunächst ohne Nachweis im Einzelfall; s. Kap. III) dem **Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung** und erfüllt damit voraussichtlich auch den Besorgnisgrundsatz des WHG (vgl. Kap. I.1/ I.2/IV.4).

Die Suspension wird über Rohr- und Schlauchleitungen unter Ausnutzung des hydrostatischen Drucks der Schachtsäule in die Grube gepumpt. Teilweise werden abgeworfene Grubenräume durch die in den Dämmen vorhandenen Rohrleitungen verfüllt. Durchgehend bewetterte Baue werden zum Einbringen einseitig abgedämmt und abschnittsweise unter Sonderbewetterung verfüllt ,wobei eine möglichst vollständige Befüllung der Grubenräume zu gewährleisten ist (Ruhrkohle 3/88). Nach der Verfüllung einzelner Deponieabschnitte sind diese durch Kurz- bzw. Abschlußdämme zu verschließen.

Die anfallenden Grubenwässer von Zollverein und den stillgelegten Nachbaranlagen kommen während des Deponiebetriebes mit dem Deponat nicht in Kontakt. Sie werden getrennt von der UTD zur Wasserhaltung der 14. Sohle geleitet und dann im Schacht 2 zutage gehoben.

I.3.1.6 Untertagedeponie Minister Stein

Das 1987 stillgelegte Bergwerk Minister Stein sollte die zweite UTD im Ruhrkohlenbergbau werden. Auf insgesamt fünf Sohlen zwischen 450 m und 1150 m Tiefe standen ca. 0,5 Mio. m^3 nutzbarer Hohlraum für Deponiezwecke zur Verfügung. Der verbindliche Abfallkatalog umfaßte neben den Reststoffen aus der Steinkohlenverbrennung wie Schlacken und Aschen auch eine begrenzte Anzahl von Stoffgruppen mit geringem Schadstoffpotential wie Glas-, Keramik-, Gips- und Asbestabfälle, Bauschutt und Bodenaushub, Gesteinsstäube sowie Restschlämme aus Produktionsprozessen von Zement-, Beton-, Ziegel- und Kalkerzeugnissen.

Da jedoch die Dauer des Planfeststellungsverfahren nicht abzuschätzen war und somit die hohen Kosten für die Offenhaltung der Grube nicht länger vertretbar waren, wurde der Antrag auf Planfeststellung Anfang 1989 zurückgezogen (BEßELMANN 1989).

I. 3.2 Geplante und betriebene Untertageverbringungen außerhalb des Ruhrgebietes

In der Bundesrepublik Deutschland sind außerhalb des Ruhrgebietes zur Zeit zwei Untertagedeponien im Salzgebirge (UTD) in Nutzung, die als Endlager für (nichtradioaktive) Schadstoffe dienen: **Herfa-Neurode** (I. 3.2.1) und **Friedrichshall** (I. 3.2.2).

Das stillgelegte Salzbergwerk **Asse II** (I. 3.2.3) wurde von 1967 bis 1978 als Versuchsendlager für schwach- und mittelradioaktive Abfälle genutzt und dient zur Zeit als "Versuchslager" für Gorleben.

Für die Endlagerung radioaktiver Abfälle befinden sich die Projekte **Gorleben** (I. 3.2.4) und **Konrad** (I. 3.2.5) in Erkundungsverfahren.

Reststoffe von Steinkohlenkraftwerken werden als Versatz in der Eisenerzgrube **Wohlverwahrt-Nammen** (I. 3.2.6) eingebracht.

Mit dem Pumpversatz auf dem Erzbergwerk **Bad Grund** (I. 3.2.7) sowie dem Schleuderversatz auf der **Grube Meggen** (I. 3.2.8) sind im deutschen Me-

tallerzbergbau noch spezielle Einbringungsverfahren von Bergematerial in Erprobung.

In den Abschnitten I. 3.2.1 bis I. 3.2.8 wird auf die Merkmale o.g. Untertagedeponien bzw. Versatzverbringungen verwiesen, die für die vorliegende Studie wesentlich sein können. Eine Zusammenfassung dieser Merkmale erfolgt im Abschnitt 3.3.

I. 3.2.1 Untertagedeponie Herfa-Neurode

Die UTD wird im Verbund mit dem Kalisalzbergwerk Wintershall in Herfa-Neurode (Hessen) betrieben, d.h. die komplette Infrastruktur kann mitbenutzt werden. DEISENROTH et al. (1989) beschreiben die Anlage u.a. wie folgt (Abb. I. 3/5).

Die Salzlagerstätte des Werrabeckens ist flach gelagert. Das Zechsteinsalinar hat eine Mächtigkeit von 300 m und besteht im wesentlichen aus Steinsalz. Nur die beiden darin eingebetteten 2,5 m bis 3 m mächtigen Kalisalzlager werden abgebaut. Beide Lager sind durch rd. 60 m mittleres Werrasteinsalz getrennt. Die Einlagerung findet in 700 m bis 800 m Tiefe (ca. -350 m NN) in Abbauhohlräumen des unteren Kaliflözes Thüringen statt. Das Hangende der gesamten Salzlagerstätte bildet eine Wechsellagerung von Tonen und Dolomit. Vier zu der Wechsellagerung gehörende Tonschichten (ca. 100 m) dichten das Salzgebirge gegen den darüber anstehenden 300 m bis 600 m mächtigen wasserführenden Buntsandstein ab.

Für die Einrichtung und den Betrieb der UTD wurden folgende **Voraussetzungen** geprüft:

- Für die rückholbare Einlagerung von Abfällen muß ein stilliegendes und abgebautes Grubenfeld zur Verfügung stehen. Eine Einlagerung von Abfällen in einem Feldesbereich, in dem noch Mineralgewinnung umgeht, ist nicht zulässig.
- Das Einlagerungsfeld muß gegen das Gewinnungsfeld abschottbar sein.
- Die durch die Mineralgewinnung entstehenden Hohlräume müssen offen bleiben. Es darf dort keine Einlagerung erfolgen.
- Die Abbauhohlräume müssen standfest sein, d.h. sie müssen auch nach langer Zeit zugänglich bleiben.

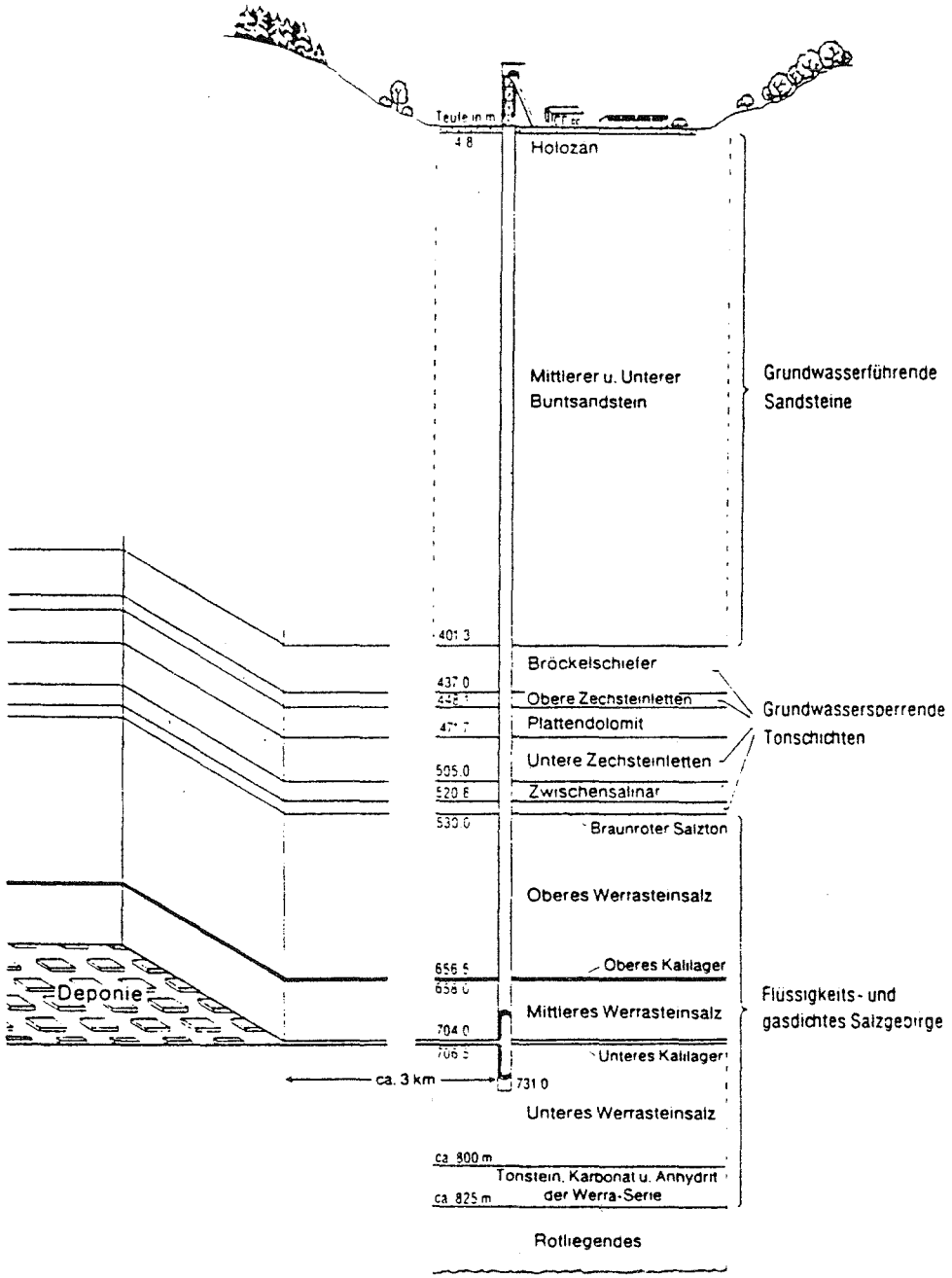


Abb. I. 3/5: UTD Herfa-Neurode Geologisches Profil. (FINKENWIRTH et al 1980)

- Der Bereich, in dem Abfälle eingelagert werden sollen, muß trocken und absolut wasserfrei sein.
- Die Hohlräume, in die Abfälle eingelagert werden sollen, müssen einen sicheren Abschluß gegen die Biosphäre gewährleisten.

Eingelagert werden im wesentlichen anorganische, wasserlösliche Abfälle, die zu Stoffgruppen zusammengefaßt und getrennt voneinander auf verschiedene Ablagerungsbereiche aufgeteilt werden.

Organische Abfälle werden nur untergeordnet in besonders begründeten Fällen eingelagert. Für sie gelten besondere Sicherheitsanforderungen.

Die i.d.R. in 200-l-Stahlblechfässer verpackten und auf Einweg-Paletten anzuliefernden Abfälle werden mittels Gabelstapler entladen und zum Schachttransport bereitgestellt. Untertage werden die Paletten in das Einlagerungsfeld gefahren und dort **rückholbar** gestapelt.

Gegenseitige Beeinflussungen von Abfallbeseitung und Kalisalzabbau in benachbarten Feldesteilen werden durch einen mindestens 50 m starken **Sicherheitspfeiler** rund um das Deponiefeld ausgeschlossen.

Die **Wetterführung** des Kalibetriebes und der UTD sind streng getrennt. Die einziehenden Wetter werden im Füllort des Frischwetterschachtes Herfa getrennt; der Abwetterstrom der UTD wird kurz vor dem Abwetterschacht Neurode mit einem Teilwetterstrom des Kalibetriebes zusammengeführt.

Die eingelagerten Abfälle werden durch ein **äußeres Mehrbarrieren-System** [1] umschlossen, das sich zusammensetzt aus:

- natürlichen Barrieren wie
  - das umgebende Salzgebirge (flüssigkeits- und gasdicht, plastisch),
  - die das Salinar überlagernden Tonschichten (plastisch und wasserdicht),
  - der Buntsandstein (mind. 400 m mächtig mit vielen tonigen Zwischenlagen).
- künstlichen Barrieren wie

---

1) äußere Barriere = hydraulisch wirksame Abdichtung außerhalb des abgelagerten Stoffes.
innere Barriere = hydraulische Dichtung durch den abgelagerten Stoff selbst., (Einzelheiten: Abschnitt I. 3.3).

- Verpackung der Abfälle
  (unbrennbare, dichtschließende, chemisch und mechanisch beständige Behälter),
- Ziegelsteinmauern
  (allseitige Abmauerung der eingelagerten einzelnen Stoffgruppen gegen die übrigen Grubenräume),
- Abschlußdämme
  (hermetischer Abschluß der einzelnen Einlagerungsfelder sowohl in den Zufahrt- als auch in den Wetterstrecken durch Anhydritdämme)
- Absperrdämme
  (Betondämme, berechnet für den größten möglichen hydrostatischen Druck, in Verbindungsstrecken zwischen Kaligewinnungsbetrieb und Deponiefeld),
- Schachtverfüllung
  (flüssigkeitsdichte Verfüllung nach Einstellung des Kaligewinnungsbetriebes nach dem Stand der Technik und den Sicherheitsbestimmungen).

Für die Einlagerung der Abfälle werden z.Z. Abbauhohlräume genutzt, die vor mehreren Jahrzehnten entstanden sind und entsprechend hergerichtet werden müssen.

I. 3.2.2 Untertagedeponie Friedrichshall

Das Steinsalzbergwerk Friedrichshall der Südwestdeutschen Salzwerke AG (SWS) in Heilbronn (Baden-Württemberg) ist ein seit 1885 förderndes Bergwerk mit rd. 3 Mio. Jahrestonnen Steinsalzförderung.

Seit Januar 1987 werden in der 200 m tiefen Grube zusätzlich Rauchgasreinigungsrückstände von Hausmüllverbrennungsanlagen deponiert, für die über Tage folgende **Anforderungen** erfüllt werden müssen:

- Vermeidung von Verwehungen und Staubanfall,
- Verhinderung von Wasserzutritt,
- Vermeidung von Sickerwasser,
- Vermeidung von Ausgasungen und chemischen Reaktionen,
- Zwischenablagerung in einer Monodeponie.

Die Rauchgasreinigungsrückstände werden zur Vermeidung von Verwehungen und Staubanfall bereits im Müllheizkraftwerk mit Wasser befeuchtet und homogen vermischt. Danach werden sie in Blechcontainer abgefüllt, die mit Kunststoffsäcken ausgeschlagen sind und anschließend durch Verschnüren verschlossen werden.

Im Salzbergwerk ist die Deponie sowohl räumlich als auch zeitlich vom produzierenden Teil getrennt:

- Für die räumliche Trennung der Deponie vom Förderbetrieb sorgt eine eigens aufgefahrene 3,5 km lange Strecke in die leeren Abbaukammern. In den rd. 180 m langen, 15 m breiten und 10 m hohen Kammern werden die Container mit Gabelstaplern in Viererreihen übereinander gestapelt.

- Da in dem Schacht eine räumliche Trennung zwischen Deponie- und Förderbetrieb nicht möglich war, wurde dort eine zeitliche Trennung durchgeführt. Während der Salzförderung darf kein Deponiegut transportiert werden und umgekehrt.

Seit Betriebsbeginn liefert die Müllverbrennungsanlage (MVA) Göppingen ihre Rückstände nach Heilbronn, seit November 1987 auch die Mannheimer MVA. Ab 1990 ist auch eine Deponierung von Rückständen aus der Heidelberger MVA vorgesehen und 1991/92 sollen die beiden Stuttgarter MVA's folgen.

I. 3.2.3 Untertage (versuchs) deponie Asse

1965 erwarb die Bundesregierung das kurz zuvor stillgelegte Kali- und Steinsalzbergwerk Asse II bei Wolfenbüttel (Niedersachsen) und übertrug es zur Nutzung der Gesellschaft für Strahlen- und Umweltforschung (GSF), um dort im Rahmen eines Forschungs- und Entwicklungsprogramms die Versuchsendlagerung radioaktiver Abfälle in Salzformationen zu betreiben.

Der Schacht II (Asse II) wurde 1906 abgeteuft. Die Hauptfördersohle richtete man bei 750 m Teufe ein. Im Gegensatz zu Schacht I, dessen Gruben-

bengebäude im Zusammenhang mit Lösungszuflüssen 1906 aufgegeben werden mußte, sind im Grubengebäude von Asse II keine größeren Zuflüsse festgestellt worden.

ALBRECHT, E. (1972) beschreibt die Geologie und Lagerstätte wie folgt (Abb. I. 3/6):

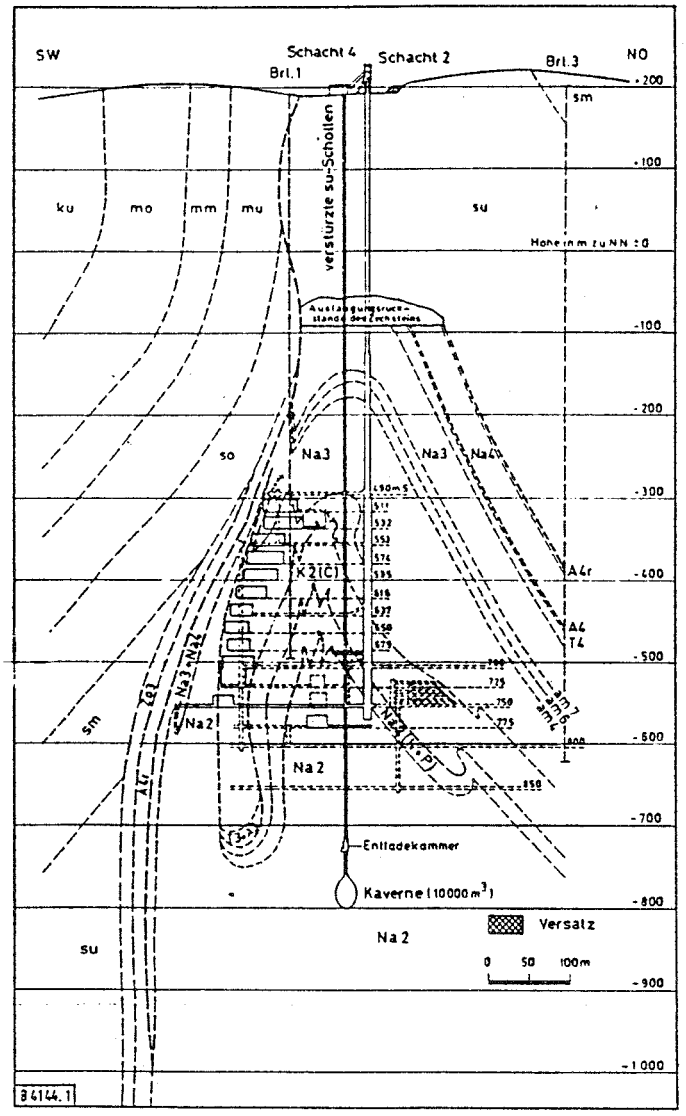


Abb. I. 3/6: Schnitt durch den Asse-Sattel. (PROSKE 1978)

Die Asse ist ein im nördlichen Harzvorland liegender Höhenzug von rd. 8 km Länge, der durch einen asymetrischen Trias-Sattel gebildet wird. Unter mehreren hundert Meter mächtigen Buntsandstein- und Muschelkalkschichten befindet sich der eigentliche Salzstock, der aus Schichten der Zechsteinserie aufgebaut ist. Der steiler stehende Südflügel ist gegenüber dem Nordflügel um mehrere hundert Meter abgesunken.Die steil stehende Lagerstätte weist in der Süd- und Nordflanke jüngeres Steinsalz (Na 3) auf. Die mittlere Lagermächtigkeit in der abgebauten Südflanke beträgt 40 m. Darunter steht das Kaliflöz Staßfurt an. Der Sattelkern besteht aus älterem Steinsalz (Na 2).

In dem als **Versuchsendlager** ausgewiesenen Salzbergwerk Asse II hat die GSF zwischen 1967 und 1978 rund 125000 Fässer schwachaktive sowie zwischen 1972 und 1977 rund 1300 Fässer mittelaktive Abfälle end-gelagert.

Da alle für das Endlager Gorleben geplanten **In-situ-Versuche** in Asse durchgeführt werden sollen, hat sich in den letzten Jahren der Schwerpunkt der F + E-Arbeiten dort zunehmend auf Untersuchungen im Hinblick auf die Endlagerung von hochradioaktiven Abfällen verschoben. Die wichtigsten In-Situ-Untersuchungen in Asse werden auf der 800m -Sohle (ca. -600 m NN) durchgeführt (BRÜCHER et al. 1987; LIEB 1988; ROTHFUCHS 1987):

- Rückholbare Versuchseinlagerung hochaktiver wärmeentwickelnder Abfallsimulate.
- Rückholbare Einlagerung von mittelradioaktiven Abfällen der oberen Aktivitätskategorie mit Wärmeentwicklung in Bohrlöchern.
- Rückholbare Einlagerung mit echten Abfallgebinden, bestehend aus verbrauchten Hochtemperatur-Brennelementen.

Weitere Arbeiten dienen der Entwicklung von Konzepten zum Verfüllen und Verschließen von Bohrlöchern, Kammern und Strecken in einem Endlager, dem Dammbau im Salzgebirge sowie der hydrogeologischen, geophysikalischen und gebirgsmechanischen Untersuchung.

Zur Beurteilung der **hydrogeologischen Barrierewirkung** der verschiedenen Horizonte im Deckgebirge der Asse wurden zwei Langzeitpumpversuche durchgeführt:

- Der ermittelte Durchlässigkeitsbeiwert für den Unteren Bundsandstein der Nordostflanke lag in der Größenordnung von 10^{-6} m/s,
- für den Unteren Muschelkalk auf der Südwestflanke lag der Durchlässigkeitsbeiwert in der Größenordnung von 10^{-7} m/s.

Nach Vorlage und Bewertung der Ergebnisse der Standortuntersuchungen und unter Berücksichtigung des Fortganges des Planfeststellungsverfahrens zum Endlager Konrad will die Bundesregierung entscheiden, ob gegebenenfalls auch eine Endlagerung in der Schachtanlage Asse angestrebt werden soll (LIEB 1988).

I. 3.2.4 Untertagedeponie Gorleben

Der Salzstock Gorleben im nordöstlichen Niedersachsen wird seit 1979 auf seine Eignung für die Endlagerung aller Arten fester **radioaktiver Abfälle** untersucht, also auch für die Endlagerung wärmeentwickelnder Abfälle. Das Standorterkundungsprogramm setzt sich zusammen aus einem

- übertägigen Programm zur Erkundung des Deck- und Nebengebirges sowie ausgewählter Bereiche des Salzstockinnern und einem
- untertägigen geologischen und geotechnischen Untersuchungsprogramm.

Der größte Teil des übertägigen Erkundungsprogramms wurde 1983 abgeschlossen. Die Ergebnisse wurden von der Physikalisch-Technischen Bundesanstalt (PTB) in einem zusammenfassenden Zwischenbericht veröffentlicht. SCHNEIDER, H. (1988) formuliert die wesentlichen Befunde wie folgt (Abb. I. 3/7):

- Der Innenbau des Salzstocks wird durch randparallel streichende Strukturelemente gekennzeichnet. Die nordwestliche Flanke wird von einem Sattel, die südöstliche Flanke von einem inversen Kern beherrscht.

- Die Salzstockoberfläche liegt etwa bei -230 m NN mit einer lokalen Erhebung bei -170 m NN. Die Mächtigkeit des Gipshutes beträgt 0 m bis 60 m.

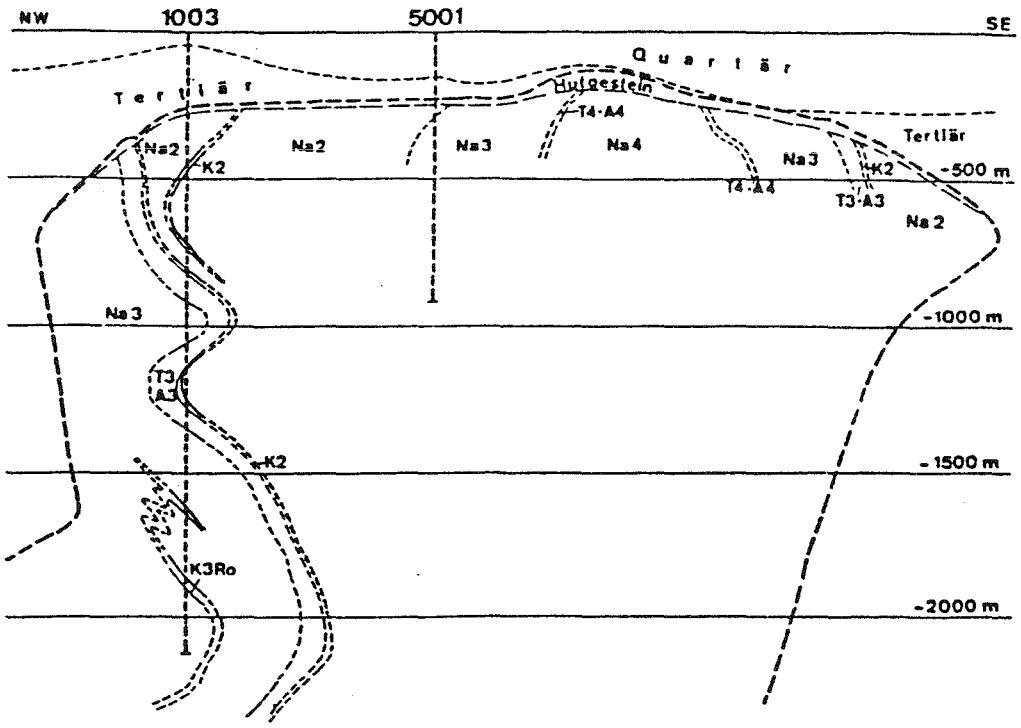


Abb. I. 3/7: Geologischer Schnitt durch den Salzstock Gorleben. (SCHNEIDER, H. 1988)

- Das Deckgebirge besteht aus tertiären und quartären Sedimenten wie Kies, Sand, Ton und Geschiebemergel. In diesen Schichten tritt eine quartäre Rinne auf, die durch eiszeitliche Schmelzwässer gebildet wurde.

- Das Deckgebirge führt Grundwasser. Bis zu vier Grundwasserstockwerke können unterschieden werden. Das Grundwasser in den tieferen Bereichen ist stark salzhaltig.

Das hydrogeologische Untersuchungsprogramm wurde durch Feld-, Labor- und Berichtsarbeiten bis 1987 fortgesetzt (VIEHL 1988b). Isotopenuntersuchungen zeigten eine vertikale Altersgliederung. Die Auswertung von Pumpversuchen in den tiefen Grundwasserleitern über dem Salzstock brachten neue Werte für die Durchlässigkeit dieser Schichten, die dann für neue Rechenläufe des hydraulischen Simulationsmodell genutzt wurden. Es ergaben sich Fließzeiten des Grundwassers, die je nach Aufpunkt von 4000 Jahren bis 6000 Jahren, bzw. 4000 Jahren bis 17000 Jahren für die Freisetzung radioaktiven Materials aus dem Salzstockinnern in das Deckgebirge dauern.

I. 3.2.5 Untertagedeponie Konrad

Im Gegensatz zum geplanten Endlager Gorleben ist in der Schachtanlage Konrad im südöstlichen Niedersachsen nur die Einlagerung von Abfällen mit vernachlässigbarer oder geringer thermischer Einwirkung auf die Endlagerformation vorgesehen (nach VIEHL, 1988c ca. 95% des in der BRD anfallenden radioaktiven Abfalls). Ein weiterer Unterschied liegt darin, daß auf Konrad als ehemaliges Eisenerzbergwerk (1965-1976) der geologische Bau des Untergrundes weitgehend bekannt ist (ILLI 1988) (Abb. I. 3/8):

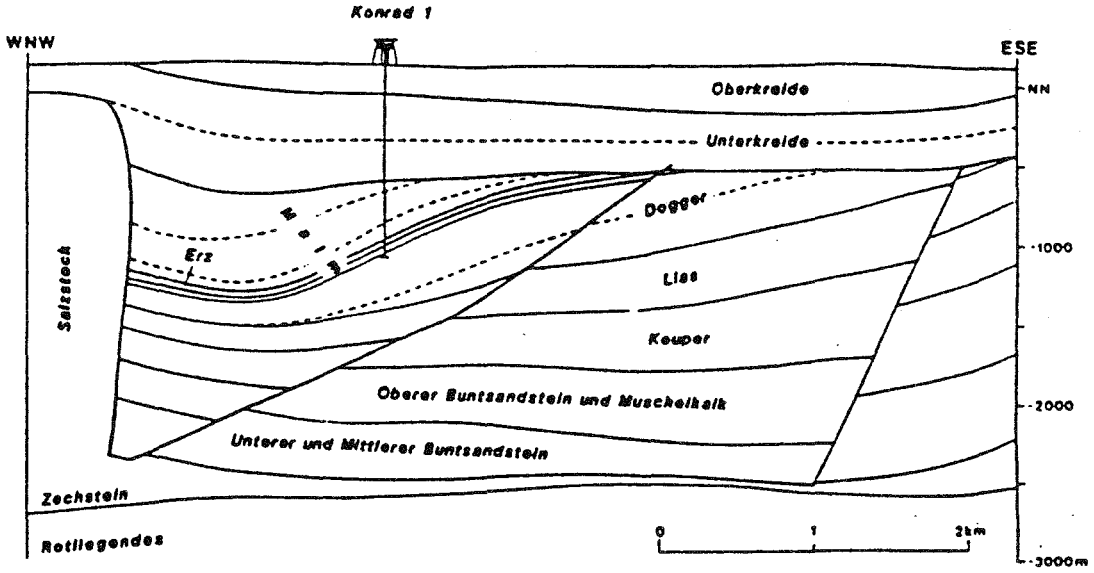


Abb. I. 3/8: Geologischer Schnitt im Bereich der Schachtanlage Konrad. (SCHNEIDER, H. 1988)

Die durch die Schachtanlage aufgeschlossene oolithische **Eisenerzlagerstätte** des Oberen Jura ist Teil eines Systems von Salzstockrandsenken. Die Lagerstätte besteht aus zwei Erzlagern im Mittleren Korallenoolith (Oxford), von denen das Untere Lager abgebaut wurde. Es wird durch das Grubengebäude in einer Teufe von 800 m bis 1300 m (ca. -700 m NN bis -1200 m NN) erschlossen. Das Erzlager hat eine Mächtigkeit von 4 m bis 18 m und fällt mit 18 ° bis 22 ° nach Westen ein. Am Ostrand wird es bei etwa 800 m Teufe diskordant durch die auflagernden Unterkreideschichten abgedeckt. Die wesentlichen Störungen verlaufen in Ost-West-Richtung.

Das Oxford (Durchlässigkeitsbeiwerte und effektive Porositäten siehe Tab. I. 3/2) mit Unteren, Mittleren und Oberen Korallenoolith als Wirtsgestein des Endlagers erreicht eine Mächtigkeit von 100 m bis über 150 m und eine Breite von 3700 m bis 4000 m.

Dogger, Lias und Schichten der Trias bilden das Liegende des Wirtsgesteins.

Über dem Kimmeridge im Hangenden folgen mehrere 100 m mächtige Ton- und Mergelsteine der Unterkreide. Darüber liegt die Oberkreide mit den Kalksteinen des Cenoman und Turon (Plänerkalke) sowie in manchen Gebieten mit den Mergelsteinen des Coniac und Santon (Emscher-Mergel). Tertiär ist nur vereinzelt vorhanden, Quartär dagegen flächenhaft verbreitet.

Die Unterkreide trennt die oberflächennahen **Grundwasserstockwerke** (Plänerkalke, Emscher-Mergel, Quartär) von den tiefen Grundwasserstockwerken. Der Korallenoolith als Einlagerungshorizont wird überlagert von der Unterkreide. Seitlich ist das System durch Salzstöcke begrenzt. Nur im Norden steht das Wirtsgestein mit dem obersten Grundwasserstockwerk im Quartär in Verbindung. Eine Grundwasserbewegung in das Wirtsgestein hinein findet jedoch im wesentlichen nur aus den liegenden Schichten der Trias (Oberer Muschelkalk, Rhät) und des Doggers (Cornbrash-Sandstein) statt. Durch die Ton- und Mergelsteine des Lias und des Doggers wird diese Migration jedoch stark gehemmt. Das hydraulische Potential aus den Erhebungen des Salzgitter-Höhenzuges im Südwesten und der Aller-Niederung im Nordosten (hydraulischer Gradient nach STORCK, 1987: I = 0,004) bewirkt eine nach Norden gerichtete Grundwasserströmung. Über Störungen (Bleckenstedter -, Konrad - und Sauinger Sprung) kommen die Grundwasserleiter des Oxford und des Cornbrash nicht in Kontakt mit den wasserführenden Gesteinen der anderen Stockwerke, da die Versetzungsbeträge zu klein sind.

Tab. I. 3/2 Durchlässigkeitsbeiwerte und durchflußwirksame Porositäten im Bereich der Schachtanlage Konrad
a: Werte für Modellrechnungen zur Grundwasserbewegung
b: Werte für Modellrechnungen zur Radionuklidausbreitung (ILLI 1988)

Geologische Formation bzw. Gestein	Durchlässigkeitsbeiwert k_f [m/s]	durchflußwirks. Porosität n_f	
		a	b
Quartär	10^{-5}	0,25	0,25
Tertiär	10^{-5}	0.25	0,25
Emscher-Mergel	10^{-8}	0,2	
Pläner-Kalke	10^{-7}	0,05	0,15
Unterkreide	10^{-10}, 10^{-12}	0,1	0,2
Hils-Sandstein	10^{-5}	0.25	
Wealden, Portland	10^{-8}	0,1	0,1
Oxford **(Wirtsgestein)**	10^{-7}	0,02	0,2
Cornbrash-Sandstein	10^{-6}	0,05	0,1
Dogger, Lias	10^{-10}	0,1	0,2
Rhät	10^{-6}	0,2	
Keuper	10^{-10}	0,1	
Ob. Muschelkalk	10^{-6}	0,02	

Die Schachtanlage Konrad ist daher als Eisenerzbergwerk sehr trocken. Die Entwässerung des Oxfords im Grubengebäude erfolgt durch Tropf- und Sickerstellen, durch das Anfahren wasserführender Klüfte und Zerrüttungszonen - die jedoch auch im Bereich von größeren Störungen nach kurzer Zeit versiegen - sowie durch die Verdunstung der Formations-wässer. Die so insgesamt anfallenden 50 l/min werden überwiegend mit den Grubenwettern abgeführt.

Der durch die Entwässerung des Oxfords in der Umgebung der UTD gebildete Druckabsenkungstrichter des tiefen Grundwassers wird sich in der Nachbetriebsphase langsam wieder auffüllen. Modellrechnungen zufolge sollen sich die ursprünglichen Druckverhältnisse nach ca. 2000 Jahren wieder eingestellt haben und die natürliche regionale Tiefenwasserbewegung wieder beginnen. Erst dann können Radionuklide aus dem Bereich des

Grubengebäudes mit dem Wasser wegtransportiert werden. Dabei sind - je nach den zugrunde gelegten Durchlässigkeitsbeiwerten für die Unterkreide (Tab. I.3/2) - drei mögliche **Ausbreitungspfade** (Ia, Ib und Ic in Abb. I. 3/9)in Betracht zu ziehen:

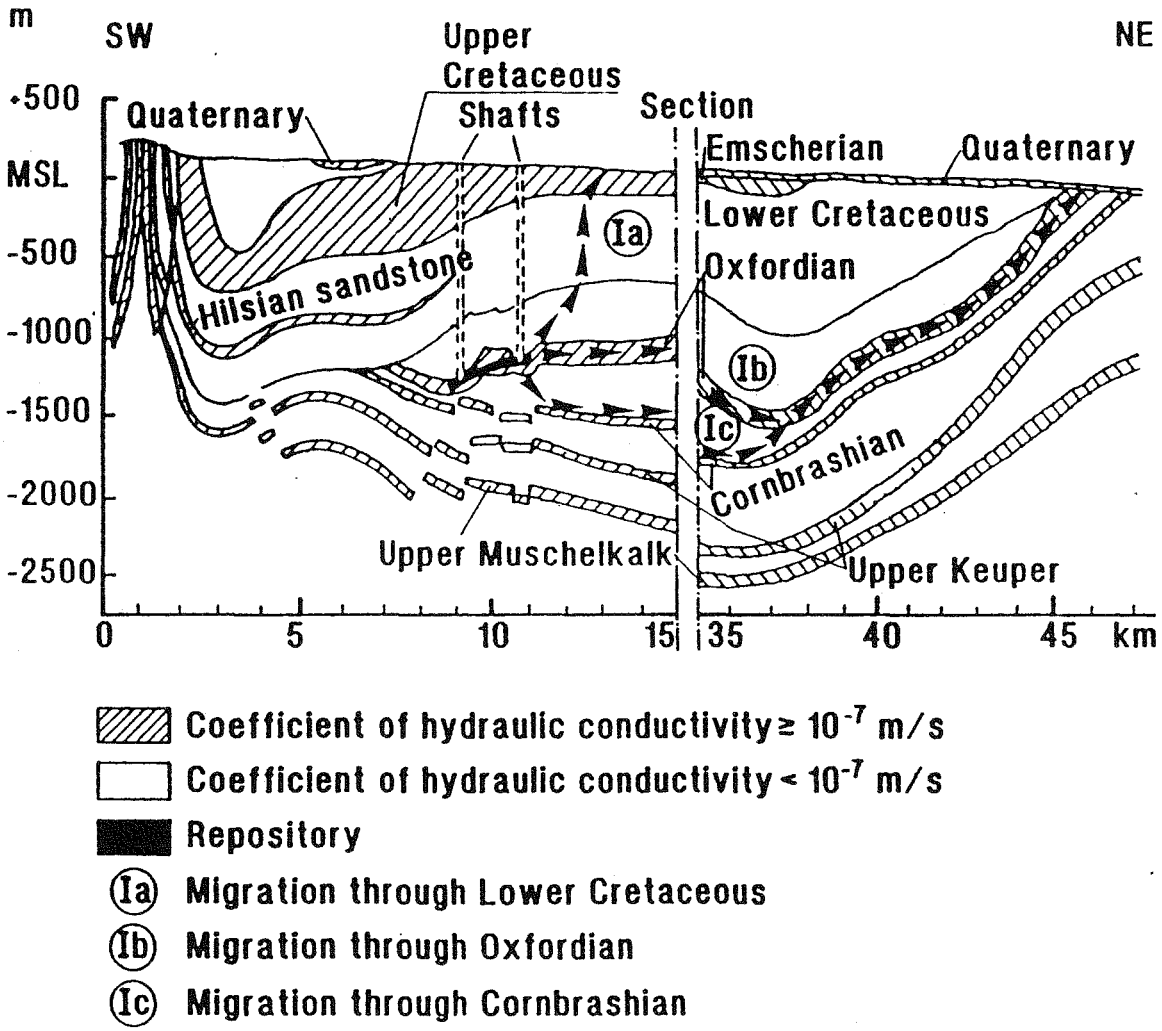


Abb. I.3/9: Schematische Darstellung der möglichen Ausbreitung von Radionukliden durch die geologischen Formationen der UTD Konrad. (ILLI 1988)

- Weg durch die Unterkreidetone, (k_f Unterkreide = 10^{-10} m/s, Abb. I.3/9, Pfad Ia)

  - Beim direkten Weg durch die Unterkreidetone wird das Quartär wegen der geringen Durchlässigkeit der Tone erst nach ca. 430000 Jahren erreicht
- Weg durch das Wirtsgestein des Endlagers, den Korallenoolith des Oxford (k_f Unterkreide = 10^{-12} m/s, Abb. I.3/9, Pfad Ib):
  - Der Ausbreitungspfad ist zwar wesentlich länger, der Durchlässigkeitsbeiwert des Korallenooliths ist dafür aber ungünstiger. Der oberflächennahe Grundwasserleiter wird nach ca. 300000 Jahren erreicht.
- Weg durch die Doggertone und den Cornbrash-Sandstein, k_f Unterkreide = 10^{-12} m/s, Abb. I.3/9, Pfad Ic)
  - Eine kleine Wassermenge gelangt durch die Doggertone in den Cornbrash. Wegen des insgesamt längsten Pfades sowie vor allem aufgrund der geringen Geschwindigkeit in den Tonen ergibt sich eine Transportzeit von ca. 1,1 Mio Jahren.

In dem hier für eine **Sicherheitsanalyse** mit Individualdosenberechnung zu betrachtenden Zeitraum von etwa 10000 Jahren tritt demnach keine Kontamination der Biosphäre auf. Auch ergänzende Berechnungen mit stärkerer Berücksichtigung der tektonischen Verhältnisse haben die o. a. Aussagen bestätigt (RÖTHEMEYER 1988; RÖSEL 1989).

Durch die Aufgabenteilung der beiden Schächte

- Konrad 1
  - Teufe: 1235,5 m (ca. -1100 m NN),
  - einziehender Wetterschacht,
  - Haufwerks- u. Materialförderung,
  - Seilfahrt und

- Konrad 2
  - Teufe: 999 m (ca. -900 m NN),
  - ausziehender Wetterschacht,
  - Abfallgebinde-Transport

können unter Tage der Transport des Deponiegutes und die Förderung des Haufwerks aus der Auffahrung in von einander getrennten Strecken durchgeführt werden.

Bei positivem Abschluß des Planfeststellungsverfahrens könnte ab 1993 mit der Einlagerung begonnen werden. Ansonsten wird die Bundesregierung darüber befinden, ob auch die Schachtanlage Asse eine Entsorgungsfunktion erhalten soll.

I.3.2.6 Untertageverbringung Wohlverwahrt-Nammen

Die Eisenerzgrube Wohlverwahrt-Nammen liegt bei Porta-Westfalica (Nordrhein-Westfalen). Die nachfolgende Beschreibung ihres Versatzbetriebes ist der freundlichen Mitteilung der Barbara Rohstoffbetriebe GmbH entnommen.

Die Schichten im Bereich der Grube gehören zur Schaumburg-Lippischen Kreidemulde und fallen gleichmäßig mit ca. 17 ° in nordöstliche Richtung ein. Die durch das Bergwerk aufgeschlossene Lagerstätte wurde im Oberen Jura (Malm) gebildet. Sie liegt in den sandigen Kalken und Kalksandsteinen des Unteren Korallenoolith (Oxford), dessen obere 10 m vom Liegenden zum Hangenden als Unteres Flöz, Klippenflöz, Oberes Flöz und Hauptoolith bezeichnet werden. Derzeit abgebaut wird das Klippenflöz.

Das Liegende des Unteren Korallenooliths bilden die Hersumer Schichten (Oxford), die aus Kalksandsteinen in Wechsellagerung mit Mergelsandsteinen und Mergelschiefern bestehen. Darunter folgt der ca. 40 m mächtige Ornatenton des höheren Callov (Dogger).

Im Hangenden folgen der Mittlere Korallenoolith mit Kalken und Kalksandsteinen und der sehr feste Obere Korallenoolith. Im darüberliegenden Unteren Kimmeridge (Malm) stehen im Wechsel Tone, Mergel, Kalke und Sandsteinplatten sowie Schiefer an.

Als Poren-/Kluftgrundwasserleiter sind die Kalke, Kalksandsteine, Mergelsandsteine und Mergelschiefer der Hersumer Schichten und des Korallenooliths sowie die Mergelkalke und Kalke des Unteren Kimmeridge anzusprechen.

Der Ornatenton des Callov sowie die tonigen und mergeligen Partien des Unteren Kimmeridge sind dagegen als Grundwassernichtleiter einzuordnen.

Bis auf wenige geringe Grundwasserzuflüsse an Klüften ist die gesamte Grube trocken. Aus dem Versatz selbst kommt kein Wasser. Bei den Zuflüssen handelt es sich um ein oberflächennahes Ca-Na-Mg-HCO_3-SO_4 -Wasser mit einer Gesamtmineralisation von 470 bis 740 mg/L.

Für die Herstellung der Versatzmischung werden als Ausgangsprodukte sowohl staubförmige als auch feuchte **Reststoffe von Steinkohlenkraftwerken** angenommen. In einer Mischschnecke werden normalerweise feuchtes und trockenes Material unter Zugabe eines Bindemittels und evtl. Wasser zusammen verarbeitet. Die Versatzmischung wird mittels Schwerlastkraftwagen über eine Rampe direkt bis vor Ort in ca. 100 m Teufe (ca. + 50 m NN) zur jeweiligen Abkippstelle gefahren. Mit einer Planierraupe wird das abgekippte Material zusammengeschoben und bis unter die Firste gedrückt. So wird ein Verfüllungsgrad von fast 100% erreicht. Die Versatzstoffe wurden nach dem Eluierungsverfahren DEV-S4 untersucht, was dem Stoffgehalt oberflächennahen Grundwassers angemessen ist. In der Grube stehen für die Einbringung der Versatzstoffe ca. 6 Mio m^3 Hohlraum zur Verfügung.

I.3.2.7 Untertageverbringung Bad Grund

Das Blei-Zink-Erzbergwerk in Bad Grund (Harz, Niedersachsen) betreibt den Abbau auf einer Gangerzlagerstätte, die gekennzeichnet ist durch eine außerordentlich ungleichmäßige und absetzige Erzführung. Ihre Mächtigkeit schwankt zwischen einigen Dezimetern und 30 m. Sowohl die Gangfüllung als auch das Nebengestein sind wenig standfest.

Der Abbau erfolgt als "kleinräumiger, einetagiger, mechanisierter Firstenstoßbau in Verbindung mit einem kontinuierlich fördernden weitgehend mechanisierten Versatzverfahren" (LANGE, J. 1982, 1984).

Mit finanzieller Unterstützung durch das BMFT wurde ein neues bergmännisches Versatzverfahren entwickelt, der sog. PREUSSAG-Pumpversatz. Hierbei handelt es sich um ein hydraulisches Dickstrom-Förderverfahren,

dessen entscheidende Vorteile u.a. auf folgenden Gebieten liegen (LERCHE et al. 1984):

- Bergtechnik
  - Das Versatzgut besteht aus feinen und groben Aufbereitungsabgängen (Schwimm- und Flotationsberge der Erzaufbereitung) in der Körnung 0 mm bis 30 mm. Da das Kornband nahezu geschlossen ist, erreicht der eingebrachte Versatz eine hohe Packungsdichte. Die daraus resultierenden hervorragenden Stützeigenschaften führen zu einer Konsolidierung der gebirgsmechanischen Verhältnisse im Abbau.
  - Das Versatzgut enthält mit einem Restwassergehalt von 12% bis 15% kein Überschußwasser, das den natürlichen Gebirgsverband schwächen und zur Verschlammung der Aus- und Vorrichtungsbaue führen könnte.
  - Durch Zementzugabe vor Ort wird zum einen das Transportwasser im pumpbaren Material gebunden und zum anderen eine zusätzliche Festigkeit im eingebrachten Versatz erzielt.

- Transport
  - Der Restwassergehalt erfüllt zusammen mit dem Feinstkornanteil die Funktion eines Transportmediums. Der Dickstrom kann so je nach Pumpendruck bzw. hydraulischem Profil von der Aufbereitung bis zum Abbau über max. 2000 m Leitungslänge in einem Zuge verpumpt werden.
  - Die Fördergeschwindigkeit liegt bei 0,7 m/s und ist damit ausgesprochen verschleißfreundlich.
  - Die Feinstkornanteil entwickelt unter Druck an der Innenwandung der Rohrleitungen einen reibungsmindernden und energiesparenden Gleitfilm.
  - Die Feinstkornsuspension besitzt thixotrope Eigenschaften und verleiht der Gesamtmischung einen hohen Grad an Entmischungssicherheit, so daß die Rohrfüllung auch über mehrere Tage stehengelassen und wieder angepumpt werden kann.

- Wirtschaftlichkeit
  - Aufgrund der günstigen Versatzeigenschaften kann das Abbauverfahren den Lagerstättenverhältnissen besser angepaßt werden und ggf. ausbaulos geführt werden.
  - Stabilisierte Gebirgsverhältnisse infolge hoher Versatzqualitäten erlauben eine für das Erzbergwerk Grund wirtschaftlich entscheidende Senkung der Erzverdünnung und der Abbauverluste.

Da infolge dieses Pumpversatzverfahrens unklassierte Berge aus der Aufbereitung zum Einsatz kommen, ist eine vollständige Entlastung der Bergewirtschaft Übertage möglich und eine Versatzmaterialgewinnung braucht nicht durchgeführt werden. In Bad Grund ist hieraus eine Kostenreduzierung gegenüber einer Übertagedeponie von 8,- DM/m^3 anzusetzen (ROHLFING 1986).

I.3.2.8 Untertageverbringung Meggen

Die Sulfiderz-Lagerstätte Meggen im westlichen Sauerland (Nordrhein-Westfalen) wird von der Sachtleben Bergbau GmbH abgebaut.

Nach HARNISCHMACHER et al. (1985) und HARNISCHMACHER (1989) liegt die mitteldevonische Lagerstätte konkordant zwischen den Schichten des Mittel- und Oberdevons. Im oberen Teufenbereich herrscht regelmäßig steile Lagerung vor, zur Teufe hin kommen jedoch alle Lagerungsarten von flach über halbsteil bis steil und überkippt vor (Abb. I.3/10). Im Gegensatz zum liegenden Lenneschiefer ist das Erzlager selbst sowie der hangende Lagerkalk im allgemeinen standfest. Die mittlere Mächtigkeit des Vorkommens beträgt 3,5 m und schwankt zwischen 1,5 m und 6,0 m. Die streichende Länge beträgt ca. 2,5 km. Der Abbau findet auf mehreren Sohlen in einer Teufe zwischen 350 m und 650 m (ca. 0 m NN bis + 300 m NN) statt.

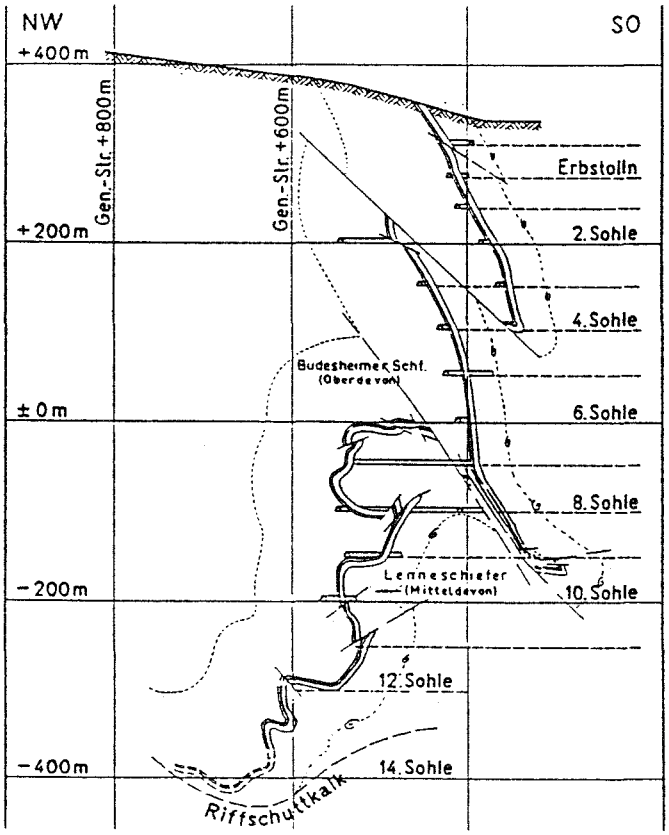


Abb. I.3/10: Profil neues Lager W 13/15 der Grube Meggen. (HARNISCHMACHER 1989)

Für diese unterschiedlichsten Voraussetzungen mußten jeweils optimale Abbauverfahren entwickelt werden. Grundsätzlich können dabei drei Gruppen unterschieden werden:

- Abbau ohne Versatz,
- Abbau mit Teilversatz,
- Abbau mit Vollversatz,

wobei der Versatz generell mit Zement verfestigt wird.

Besonders in der flachen und halbsteilen Lagerung ist es wichtig, daß der Versatz stets firstbündig eingebracht wird. Hierbei spielt die in Meggen entwickelte **Schleuderversatztechnik** eine wichtige Rolle (ROHLFING 1986, HARNISCHMACHER 1989):

Das eingebrachte Versatzgut besteht aus Wasch- und Schwimmbergen - derzeit auch bei Zugabe von Abgängen aus Steinkohlenkraftwerken -, die bei der Schwertrübeaufbereitung des Roherzes als Reststoffe anfallen. Nach einer übertägigen Zerkleinerung auf unter 50 mm wird das Material über Sturzrollen nach untertage in mehrere Beladestellen für die Schleudertrucks gefördert. Die Bindemittelversorgung - ein Zement-Filterasche-gemisch - von Übertage erfolgt pneumatisch in Silos Untertage. Hieraus wird die erforderliche Zugabemenge dosiert dem Bergestrom, der in die Trucks fließt, kontinuierlich zugemischt. Bei der Zementzugabe wird das Haufwerk berieselt. Dieses Wasser dient sowohl zur Staubbekämpfung als auch als Anmachwasser für den Zement. Die restliche erforderliche Wassermenge für den Abbindeprozeß wird an der Verwendungsstelle zugegeben und dient hier ebenfalls gleichzeitig der Staubbekämpfung.

Das Berge-Bindemittelgemisch in dem Schleudertruck wird vor Ort über ein schnell umlaufendes Gummigurtband (20 m/s) in einem relativ gut gebündelten und lenkbaren Strahl bis zu 14 m weit und bis zu 8 m hoch in den Abbauhohlraum geschleudert.

Gegenwärtig werden im Rahmen eines Betriebsplanverfahrens Wirbelschichtaschen der Hausmüll-Verbrennungsanlage Duisburg II als Bindemittel (80 % Zement : 20 % Aschen) verwendet. Insgesamt sind so ca. 150.000 t Versatzmaterial eingebracht worden.

I.3.3 Für die Untertageverbringung wesentliche Merkmale der Anlagen außerhalb des Ruhrgebietes

Die in 3.2 beschriebenen Anlagen außerhalb des Ruhrgebietes lassen sich folgendermaßen eingruppieren:

Tab.: I.3/3 Zusammenstellung der wesentlichen Merkmale der Anlagen außerhalb des Ruhrgebietes

Bergwerk	Einlagerungsphase	Wirtsgestein	Einlagerungsstoff	Einlagerungsart
Herfa-Neurode	in Betrieb	Salz	nichtradioakt.	Deponie
Friedrichshall	in Betrieb	Salz	nichtradioakt.	Deponie
Asse	als Versuch	Salz	radioaktiv	Deponie
Gorleben	in Planung	Salz	radioaktiv	Deponie
Konrad	in Planung	"Erz"	radioaktiv	Deponie
Wohlv.-Nammen	in Betrieb	"Erz"	nichtradioakt.	Versatz
Bad Grund	in Betrieb	"Erz"	nichtradioakt	Versatz
Meggen	in Betrieb	"Erz"	nichtradioakt.	Versatz

Aus obiger Übersicht läßt sich zu heutigem Zeitpunkt nachstehende Systematik ableiten:

- in **aufgelassenen bzw. in geplanten Salz- oder Nicht-Salzabergwerken** werden **radioaktive Stoffe** nur zu **Deponiezwecken (UTD)** abgelagert ;
- in **lebenden Bergwerken** werden nur **nichtradioaktive Stoffe** mit folgender Zielsetzung abgelagert:
  - als **Deponie** (Deponiegut = "Abfall") lagern die Stoffe in **Salzbergwerken**,
  - als **Versatz** (Versatzstoff = "Wirtschaftsgut") werden die Stoffe in **Nicht-Salzbergwerke** eingebracht.

Demgegenüber ist für die in dieser Studie vorgegebenen Bergwerke vorgesehen:

- in **lebenden Steinkohlenbergwerken** sollen unterschiedliche **nichtradioaktive Stoffe** deponiert oder verwertet (z.B. als Versatz) werden, wobei das Wirtsgestein von Erz- und Steinkohlenbergwerken den Kluftgrundwasserleitern zuzuordnen und danach hydrogeologisch ähnlich zu beurteilen ist.

Die Kombination **"lebendes Bergwerk - nichtradioaktiver Stoff - Deponie / Versatz"** trifft auf folgende in 3.2 beschriebene Anlagen zu:

- Herfa-Neurode (3.2.1),
- Friedrichshall (3.2.2),
- Wohlverwahrt-Nammen (3.2.6),
- Bad Grund (3.2.7),
- Meggen (3.2.8).

Für die vorliegende Studie wird im folgenden auf die wesentlichen Merkmale dieser Anlagen hingewiesen.

Sowohl die Untertagedeponien **Herfa-Neurode** als auch **Friedrichshall** werden im Verbund mit Salzbergwerken betrieben. Die dort geforderte räumliche Trennung (u.a. Herfa-Neurode) von Deponie- und Gewinnungsbetrieb ist im Steinkohlenbergbau ebenfalls erreichbar (abgeworfener Feldesteil mit eigenem Schacht, stillgelegtes Bergwerk).

Die anderen Voraussetzungen der UTD Herfa-Neurode (u.a. Standfestigkeit und Offenhalten der Abbauhohlräume, kein Wasserzutritt) lassen sich aus geologischen und bergtechnischen Gründen im Steinkohlenbergbau nicht erfüllen.

Übertragbar sind zum größten Teil dagegen die Bedingungen für die einzulagernden Abfälle der beiden Salzbergwerke. Friedrichshall mit seinen Abfällen aus der Hausmüllverbrennung kommt dabei einem Teil der in dieser Studie untersuchten Abfälle im Steinkohlenbergbau am nächsten.

Die Erzbergwerke **Wohlverwahrt-Nammen**, **Bad Grund** und **Meggen** bringen nichtradioaktive Reststoffe als Versatz ein. Sowohl in Wohlverwahrt-Nammen als auch in Meggen wird der Versatz vor Ort gefahren.

Das PREUSSAG-Pumpversatzverfahren von Bad Grund ist von der Anwendung her jedoch auf den Steinkohlenbergbau für die hier untersuchten Deponie-/Versatzstoffe übertragbar.

In Zusammenhang mit den beiden geplanten Endlagern für radioaktive Stoffe, **Gorleben** und **Konrad**, sind besonders grundsätzliche Gedanken über **Beurteilung der Langzeitsicherheit** in manchen Punkten auch für die Deponierung nicht radioaktiv zerfallender Stoffe interessant und sollen deshalb etwas näher erläutert werden:

Die generellen Ziele der Endlagerung und die Anforderungen an den Standort für Untertagedeponien wurden in den "Sicherheitskriterien für die Endlagerung radioaktiver Abfälle in einem Bergwerk" (REAKTOR-SICHERHEITSKOMMISSION 1983) zusammengefaßt. Dort heißt es u.a., daß keine allgemeingültigen quantitativen Kriterien festgelegt werden können. Die erforderliche Sicherheit eines Endlagers muß durch eine standortspezifische Sicherheitsanalyse nachgewiesen werden, die dem Gesamtsystem "geologische Verhältnisse, Endlagerbergwerk und Abfallprodukt/-gebinde" in Betracht zieht. Wichtigstes Ziel der Endlagerung ist dabei der Schutz von Mensch und Umwelt vor der Schädigung durch ionisierende Strahlen. Nach Beendigung der Betriebsphase muß das gesamte Endlager sicher gegen die Biosphäre abgeschlossen werden.

Zur Festlegung eines **Nachweiszeitraumes für die Langzeitsicherheit** - was auch für die Modellrechnung in Kap. II.5 wichtig ist - führen RÖTHEMEYER (1988) sowie SCHWIBACH (1990) folgende Überlegungen an:

Eine Untertagedeponie wird nach Abschluß der Betriebsphase grundsätzlich auf drei Wegen der Biosphäre wieder zugänglich:

1) unmittelbares Eindringen durch den Menschen mit technischen Maßnahmen (z.B. Bergbau, Bohrungen),
2) Zustandekommen eines Transportweges aus der Deponie,
3) Abtragung des Deckgebirges und damit Zutagetreten auf der Erdoberfläche.

Während **Weg 1** durch technische und administrative Kontrolle bei normalem Verlauf gesellschaftlicher Entwicklungen ausgeschlossen werden kann, dürfte im **Weg 3** die Zeitskala für Untertagedeponien in der Größenordnung von Millionen Jahren liegen.

Weg 2 ist i.d.R. (für diese Studie nicht relevante Ausnahmen: Gase aus Stoffumsetzung, radioaktiver Zerfall) auf den Kontakt mit Grundwasser und dessen weitere Verteilung nach Maßgabe der hydraulischen Verhältnisse angewiesen. Eine Veränderung dieser Verhältnisse im tiefen Untergrund bewirken im Weg 2 menschlich-technische Eingriffe und klimatologische Verschiebungen. Der **Berechnungszeitraum** über Auswirkungen endgelagerter Schadstoffe bis zum Menschen wird dadurch auf eine überschaubare Zeitspanne begrenzt, in der mit keinen wesentlichen Klimaveränderungen gerechnet werden muß. Zur zukünftigen Klimaentwicklung sagt SCHWARZBACH in RÖTHEMEYER (1988), daß eine Eiszeit nach 10000 Jahren wahrscheinlicher sei als ein gleichbleibendes Klima. Innerhalb geologisch kurzer Zeiten haben in der Vergangenheit auch rein natürliche Änderungen irdischer Einflußgrößen (z.B. wechselnder CO_2-Gehalt) zu Klimaänderungen zwischen 3000 bis 10000 Jahren geführt (FLOHN in RÖTHEMEYER 1988). Auch ohne Berücksichtigung menschlicher-technischer Einwirkungen sind die Berechnungsmöglichkeiten von hydrologischen Auswirkungen deponierter Schadstoffe auf die Biosphäre wegen der klimabedingten abnehmenden Verläßlichkeit der Berechnungsgrundlagen dadurch auf einen Zeitraum von ca. 10000 Jahren begrenzt.

Zur Frage des Zeitrahmens für die Beurteilung der **Langzeitsicherheit** eines Endlagers für radioaktive Abfälle äußerten sich auch die Reaktor-Sicherheitskommision (RSK) und die Strahlenschutzkommision (SSK) in einer gemeinsamen Stellungnahme (Stand: 30.06.88), aus der in RÖSEL (1989) zitiert wird:

> "... Zusammenfassend sind RSK und SSK der Ansicht, daß der zu fordernde Nachweis der Sicherheit eines Endlagers für radioaktive Abfälle durch eine Sicherheitsanalyse für den Zeitraum von etwa 10000 Jahren zu führen ist. Dies wird insbesondere mit den Betrachtungen begründet, die davon ausgehen, daß die zu erwartende Dauer annähernd gleichbleibender geologischer und hydrogeologischer Verhältnisse vor dem Hintergrund der erdgeschichtlichen Zeitskala zu sehen ist. Dies bedeutet, daß an den in Deutschland in Frage kommenden Endlagerstandorten eine angenäherte Konstanz der für die Ausbreitung (von Radionukliden aus einem Endlager) maßgebenden hydro-

geologischen Verhältnissen höchstens für einen Zeitraum von etwa 10000 Jahren angenommen werden kann. ..."

SCHWIBACH (1990) beschreibt die Sicherheitsanforderungen an die Endlagerung radioaktiver Stoffe in den USA wie folgt:

- Die US-Umweltschutz-Administration **"Environmental Protection Agency" (EPA)** formulierte 1982 und 1985 Einschlußkriterein für Endlager radioaktiver Stoffe:

  - Für eine Zeit von 10000 Jahren sei sicherzustellen, daß die Menge der radioaktiven Stoffe, die in die Biosphäre eindringen könnten, entsprechend den formulierten Freisetzungsstandarts begrenzt wird.
    Die Begründungen dafür liegen allerdings weniger in der Bedeutung klimatologischer Prozesse als vielmehr in der Zeitskala seismischer und vulkanischer Vorgänge in den USA.

- Die US-Kernenergieanlagen Aufsichts- und Genehmigungsbehörde **"Nuclear Regulatory Commission" (NRC)** legte 1983 technische Kriterien für die Endlagerung hochaktiver Abfälle in geologischen Formationen vor:

  - Das Mehrbarrierenkonzept beruht auf technischen Maßnahmen und einer geologisch fundierten Isolierung. Für letztere wird gefordert, daß die kürzeste Wasserwegsamkeit in die Biosphäre oder zu einem Ort der Nutzung wenigstens 1000 Jahre betragen soll.

- Das mit der Durchführung der Endlagerung beauftragte US-Energieministerium **"Department of Energy" (DOE)** veröffentlichte 1984 Richtlinien für die Empfehlung von Standorten für Endlager:

  - Auf Grundlage eines Mehrbarrierenkonzeptes wird besonders auf die Zeitdauer des Wassertransportweges eingegangen. Die Eignung eines Standortes soll bestimmt werden durch das Zusammenspiel von Transportweg, Sorption und Grundwasserfließgeschwindigkeit.

Bei Einschränkung der Betrachtung der in der BRD bestehenden Untertageverbringung auf

- nichtradioaktive Stoffe,
- die Verbringung von nichtbergbauspezifischen Rückständen,
- die Verbringung im Festgestein (betr. Kluftgrundwasserleiter) in vorübergehend zugänglichen Abbauhohlräumen (untergeordnet: dauernd offene Grubenräume),
- die Verbringung im Bereich hydrochemisch vorbelasteter Tiefengrundwässer

verbleibt von den vorgenannten Verbringungsfällen kein Fall, der ein bereits durchgeführter Modellfall für die in dieser Studie zu untersuchende Situation sein könnte. Besonders die hydrogeologische Situation (s. Kap. II) ist daher unter Beachtung der Zielsetzung dieser Studie (s. Kap. I.1.1) in Verbindung mit den wasserwirtschaftlichen, abfalltechnischen und bergtechnischen Gegebenheiten grundlegend und neu zu beurteilen (s. Kap. V).

Nach den Einzelmerkmalen obiger Zusammenstellung bekannter Untertageverbringungen kann der für hydraulisch offene Systeme - wie sie das bergbaubeeinflußte Steinkohlengebirge des Ruhrkohlenbezirks darstellt - notwendige Nachweis eines ausreichenden Grundwasserschutzes prinzipiell erbracht werden,

1) durch den Nachweis **der Unmöglichkeit des Stoffaustrages** aus dem Deponiegut (betr. "innere hydraulische oder/und geochemische Barriere" bei immissionsfreier Ablagerung; z.B. durch Konditionierung),

2) bei unvermeidlichem Stoffaustrag aus dem Deponiegut,

   a) durch den Nachweis **des Ausschlusses nachteiliger Veränderung der Grundwasserqualität** gegenüber der bereits vorhandnen geogenen Grundbelastung (betr. "immissionsneutrale Ablagerung"),
   b) durch den Nachweis möglichst vollständiger und dauerhafter Schadstoffadsorption in der Umschließung des Deponiegutes (betr.: "äußere geochemische Barriere" bei nicht-immissionsneutraler Ablagerung),

c) durch den Nachweis eines **ausreichenden Abschlusses** gegenüber der Biosphäre (betr. "äußere hydraulische Barriere" bei nicht-immissionsneutraler Ablagerung).

Dieser Nachweis des Abschlusses ist prinzipiell möglich

d) durch die Quantifizierung **vernachlässigbar geringer Schadstoffmengen** bei der Durchdringung des Abschlusses (bei nicht konstanten Konzentrationen des Stoffaustrages in der Praxis schwierig),
e) durch die Quantifizierung zeitlich **ausreichend langer Transportwege** zwischen Deponiegut und Biosphäre (in der Praxis der meist durchgeführte Nachweis; z.B. UTD Konrad).

Der Nachweis notwendigen Grundwasserschutztes einer UTD im Steinkohlengebirge des Ruhrkohlenbezirks wird hier vor allem nach Pkt. 2e bei zusätzlicher Berücksichtigung von Pkt. 1 und 2b (betr. vorübergehend offene Abbauhohlräume) bzw. nach Pkt. IIa (betr. dauernd offene Grubenbaue) erbracht (s. Kap. V).

I. 4 Betrachtungen zur entsorgungsspezifischen Relevanz der Abfälle im Land Nordrhein-Westfalen

I. 4.1 Allgemeine abfallwirtschaftliche Grundsätze

Sammlung, Behandlung, Verwertung und Entsorgung von Abfällen sind in der Bundesrepublik Deutschland durch das "Gesetz über die Vermeidung und Entsorgung von Abfällen (Abfallgesetz - AbfG)" vom 27. August 1986 (Vierte Novelle des Abfallgesetzes vom 11. Juni 1972) geregelt. Die Bundesländer haben entsprechende Ausführungsgesetze zum Bundesgesetz (zu) erlassen.

Die bereits im Abfallwirtschaftsprogramm '75 der Bundesregierung formulierten grundsätzlichen Ziele der Abfallwirtschaft wurden in dem neuen Abfallgesetz erstmals kodifiziert. In Form einer Zielhierarchie werden Produzenten, Verbraucher und entsorgungspflichtige Körperschaften aufgefordert,

- die Entstehung von Abfällen wenn möglich zu vermeiden,

- nicht vermeidbare Abfälle im sog. "Primär-Recycling" möglichst unmittelbar wiederzuverwenden,

- nicht unmittelbar wiederverwendbare Abfälle durch technische Aufbereitung und Behandlung stofflich bzw. energetisch zu verwerten ("Sekundär-Recycling"),

- nicht verwertbare Abfälle und Reststoffe aus Abfallbehandlungsanlagen umweltschonend zu entsorgen, d.h. endgültig abzulagern.

"Abfälle" im Sinne des § 1 Abs.(1) AbfG sind "bewegliche Sachen, deren sich der Besitzer entledigen will oder deren geordnete Entsorgung zur Wahrung des Wohls der Allgemeinheit, insbesondere des Schutzes der Umwelt geboten ist." Der Besitzer kann unter Beachtung der weiteren gesetzlichen Bestimmungen grundsätzlich entscheiden, ob die bewegliche Sache als Wirtschaftsgut verwertet oder als Abfall entsorgt werden soll.

Die §§ 1a Abs.(2) und 3 Abs.(2) AbfG enthalten in Verbindung mit § 14 AbfG Verpflichtungen im Sinne der o.g. Ziel-Hierarchie.

Neben dem allgemeinen Begriff "bewegliche Sachen" hat sich in der Abfallwirtschaft der terminus technicus "Rückstände" eingebürgert. Entsprechende Vorschriften enthält auch das "Gesetz zum Schutz vor schädlichen Umwelteinwirkungen durch Luftverunreinigungen, Geräusche, Erschütterungen und ähnliche Vorgänge (Bundes-Immissionsschutzgesetz - BImSchG)" vom 24. April 1986. Anstelle von "beweglichen Sachen" wird dort von "Reststoffen" gesprochen, die, sofern sie nicht vermieden oder verwertet werden können, als Abfälle "ohne Beeinträchtigung des Wohls der Allgemeinheit beseitigt" werden sollen (§ 5 Abs.(1) Nr.3).

In den gemäß § 4 Abs.(5) AbfG zu erlassenden Verwaltungsvorschriften über Anforderungen an die Entsorgung der Abfälle nach dem Stand der Technik (TA Abfall) werden im Sinne der obigen Zielhierarchie nähere Regelungen erwartet, die darauf hinaus laufen, daß organische Abfälle zukünftig grundsätzlich nicht mehr ohne Vorbehandlung abgelagert werden dürfen.

I. 4.2 Klasisifizierung und Unterteilung der Abfälle

Im Zusammenhang mit der praktischen Abfallentsorgung werden einzelne Abfallarten entsprechend ihrer Behandlungs- bzw. Verwertungsfähigkeit unterschieden:

I. 4.2.1 Hausmüll

Unter Hausmüll werden alle Abfälle aus Haushaltungen verstanden, die regelmäßig in den bereitgestellten Gefäßen gesammelt und abgefahren werden. Dazu zählen auch Abfälle von Kleinbetrieben und Geschäften, oft auch als "Geschäftsmüll" bezeichnet, die zusammen mit der regelmäßigen Hausmüllabfuhr entsorgt werden.

I. 4.2.2 Sperrmüll

Sperrmüll ist Hausmüll, der wegen seiner Sperrigkeit nicht in die ortsüblichen Müllgefäße paßt und bei der Hausmüllabfuhr nicht erfaßt wird. Art und Menge des Sperrmülls werden daher auch von der Größe und der Abholfrequenz der Hausmüllgefäße bestimmt.

Haus- und Sperrmüll können zu einer Abfallart ("Haushaltsabfälle") zusammengefaßt werden.

I. 4.2.3 Gartenabfälle

Hierzu zählen Pflanzenrückstände aus privaten Gärten und aus öffentlichen Grünanlagen, Parks und Friedhöfen, sofern sie nicht auf den Grundstücken kompostiert werden.

I. 4.2.4 Schlamm aus kommunalen Anlagen

Schlämme aus kommunalen Wasseraufbereitungs- und Abwasserreinigungsanlagen sind Abfall im Sinne von § 1 Abs.(1) AbfG. Der Besitzer (= Betreiber der Anlage) hat den Schlamm, sofern er ihn nicht selbst verwerten kann, dem Beseitigungspflichtigen zu übergeben. Dieser kann Schlämme von der Annahme ausschließen, wenn sie aufgrund ihrer Konsistenz (Wassergehalt!) nicht zusammen mit den übrigen kommunalen Abfällen entsorgt werden können (vgl. 4.2.6.2.1).

I. 4.2.5 Sonstige kommunale Abfälle

Zu den unterschiedlich anfallenden sonstigen kommunalen Abfällen zählen Straßenkehricht, Marktabfälle sowie andere im kommunalen Hoheitsbereich anfallende Stoffe, die meist gemeinsam mit Haushaltsabfällen entsorgt werden können.

I. 4.2.6 Gewerbeabfälle

Abfälle aus Industrie- und Gewerbebetrieben werden in der Regel nicht durch die öffentliche Müllabfuhr erfaßt, sondern von den Besitzern selbst bzw. von beauftragten Dritten entsorgt. Dabei können folgende Kategorien unterschieden werden:

I. 4.2.6.1 Hausmüllähnliche Gewerbeabfälle

Haus- und sperrmüllähnliche Industrie- und Gewerbeabfälle, z.B. Abfälle aus Büros, Werksküchen, Kantinen sowie Rückstände aus Lagerhaltungen und Verpackungsvorgängen, die grundsätzlich gemeinsam mit Haushaltsabfällen behandelt und entsorgt werden können. Auch Produktionsabfälle ohne besonderes Schadstoffpotential können zu dieser Kategorie gerechnet werden.

I. 4.2.6.2 "Sonderabfälle"

Produktions- und andere Abfälle, die aufgrund besonderer Schadstoffpotentiale nicht gemeinsam mit Haushaltsabfällen behandelt oder entsorgt werden können, werden im allgemeinen Sprachgebrauch als "Sonderabfälle" bezeichnet.

I. 4.2.7 Krankenhausabfälle

Krankenhausabfälle unterliegen den besonderen Regelungen der Medizinalaufsichtsbehörden. Die Abfälle aus bestimmten Klinikbereichen gelten als "Sonderabfall" der Kommunen und müssen unter Einhaltung hygienischer Sicherheitsprinzipien entsorgt werden. Die gemeinsame Entsorgung mit anderen kommunalen Abfällen ist nur nach vorheriger Entseuchung durch Sterilisation möglich.

I. 4.2.8 Bauschutt und Bodenaushub

Bauschutt und Bodenaushub zählen zu den mineralischen Massenabfällen, die aufgrund örtlicher Bautätigkeiten zu bestimmten Zeiten in unterschiedlicher Menge anfallen. Wegen der grundsätzlich verschiedenen Eigenschaften sollten Bauabfälle vom Bodenaushub getrennt entsorgt werden. Bauschutt und Baustellenabfälle können teilweise verwertet bzw. gemeinsam mit Hausmüll entsorgt werden. Demgegenüber kann Bodenaushub auf Inertstoff-Deponien ("Erddeponien") untergebracht werden.

I. 4.3 Abfallentsorgungswege im Land Nordrhein - Westfalen

I. 4.3.1 Wege zur Verwertung und Entsorgung kommunaler Abfälle

Nach dem Abfallgesetz für das Land Nordrhein - Westfalen (LAbfG) obliegt den Gemeinden die Sammlung und der Transport der in ihrem Gebiet angefallenen Abfälle. Entsorgungspflichtige Körperschaften des öffentlichen Rechts im Sinne von § 3 Abs.(2) Satz 1 sind die kreisfreien Städte und Kreise, die die erforderlichen Anlagen und Einrichtungen zur Behandlung und Entsorgung vorhalten müssen.

Die von den Kreisen und kreisfreien Städten aufzustellenden Abfallentsorgungspläne haben sich an den Prinzipien abfallwirschaftlicher Zielsetzungen (s. 4.1) zu orientieren. In diesem Zusammenhang wurden und werden zunehmend Einzelstoffe (Papier, Pappe,Glas u.a.) und Stoffgruppen (Wertstoffgemische, Biomüll) aus Haushaltungen und Kleinbetrieben getrennt erfaßt und den verschiedenen Verwertungswegen zugeführt

Der "Restmüll" wird teilweise in Hausmüllverbrennungsanlagen energetisch genutzt, zum großen Teil jedoch noch in Hausmülldeponien abgelagert. Nach dem Willen des Gesetzgebers sollen zukünftig alle stofflich nicht verwertbaren Abfälle in thermischen Anlagen behandelt werden. Zur Ablagerung sollen dann nur noch die nicht verwertbaren Abfälle und Rückstände aus der thermischen Behandlung gelangen ("Restedeponie").

Im Bereich der hausmüllähnlichen Gewerbeabfälle gelten grundsätzlich die gleichen Prinzipien. Die von den Kreisen und kreisfreien Städten aufzustellenden Abfallentsorgungspläne enthalten in zunehmendem Maße auch Einrichtungen zur Nachsortierung gewerblicher Abfälle zur Erfassung von Einzelstoffen und zur Abtrennung heizwertreicher Fraktionen, die einer energetischen Nutzung zugeführt werden können. Ähnliches gilt auch für bestimmte Bauabfälle, die aufbereitet und teilweise verwertet werden können.

Für die Verwertung von Klärschlämmen gelten besondere Bestimmungen (Klärschlammverordnung gemäß § 15 AbfG). Diese schließen den Einsatz kontaminierter Schlämme auf landwirtschaftlichen Nutzflächen praktisch

aus. Das gleiche gilt für Schlamm-Komposte. Der Trend geht zur thermischen Schlammbehandlung, d.h. Verbrennung, und Ablagerung der Verbrennungsrückstände.

I. 4.3.2 Deponieklassen

Als bisher einziges Bundesland hat Nordrhein - Westfalen eine Einteilung der Abfalldeponien in Klassen vorgenommen.

In dem "Entwurf einer Richtlinie über die Untersuchung und Beurteilung von Abfällen; Teil 2: Empfehlungen zur Beurteilung der Ergebnisse von Abfalluntersuchungen - Beseitigung von Abfällen durch Ablagern unter besonderer Berücksichtigung wasserwirtschaftlicher Gegebenheiten -" (letzte Fassung Juni 1987) werden 6 Deponieklassen eingeführt. Den Deponieklassen 1-5 werden zur Beurteilung ihrer Eignung zum Ablagern von Abfällen Richtwerte für die Konzentration von Inhaltsstoffen im Eluat bzw. Grenzwerte von Inhaltsstoffen im Abfall zugeordnet.

Die grundsätzlichen Merkmale der Deponieklassen werden nachfolgend auszugsweise aufgeführt:

Deponieklasse 1

Typ: Bodenablagerung
Zugelassene Abfallarten und -stoffe:
Nicht nachteilig veränderte natürliche Locker- und Festgesteine, außerhalb von Wasserschutz- und Heilquellenschutzgebieten auch mineralische Stoffe mit vergleichbarem Elutionsverhalten (z.B. Schmelzkammergranulat aus der Steinkohlenfeuerung), die auch durch Langzeitwirkung nachträglich keinen schädlichen Einfluß auf die Umgebung und die Gewässer ausüben.

Deponieklasse 2

Typ: Mineralstoffdeponie
Zugelassene Abfallarten:

Bauschutt und Abfälle mit vergleichbaren Inhaltsstoffen, die eine geringfügige und vorübergehende, im Ausmaß tolerierbare Veränderung des Gewässer herbeiführen können.

Deponieklasse 3

Typ: Deponie für Siedlungsabfälle
Zugelassene Abfallarten:
Hausmüll und hausmüllähnliche Abfälle sowie Abfälle aus dem gewerblichen Bereich, die nach Art und Menge gemeinsam mit Hausmüll beseitigt werden können.

Deponieklasse 4

Typ: Deponie für Gewerbe- und Industrieabfälle
Zugelassene Abfallarten:
Abfälle aus Gewerbe und/oder Industrie.

Deponieklasse 5

Typ: Deponie für Sonderabfälle
Zugelassene Abfallarten:
Abfälle aus Industrie und Gewerbe, an deren Beseitigung besondere Anforderungen zu stellen sind.

Deponieklasse 6

Typ: Untertagedeponie für Sonderabfälle (Untertagedeponie in wasserlosen Gesteinsformationen)
Für Abfälle, bei denen aufgrund ihrer schädlichen Eigenschaften (z.B. toxische Wirkung) Umweltschäden bei einer Ablagerung auf obertägigen Deponien nicht ausgeschlossen werden können.

I. 4.3.3 Entsorgungswege für Sonderabfall

Im Vorgriff auf eine Regelung in der neuen TA Abfall hat das Land Nordrhein-Westfalen in dem bereits erwähnten Rahmenkonzept zur Planung von Sonderabfallentsorgungsanlagen eine detaillierte Definition von Sonderabfällen aufgestellt und deren Zuordnung zu Entsorgungswegen vorgenommen.

Als Entsorgungswege sind generell vorgesehen:

- Chemisch-physikalische Behandlung (CPB)
- Verbrennung in Hausmüll-Verbrennungsanlagen (HMV)
- Verbrennung in Sonderabfall-Verbrennungsanlagen (SAV)
- Ablagerung in einer Deponie der Klasse 3 oder 4 (D 3, D 4)
- Ablagerung in Sonderabfall-Deponien (SAD = D 5)
- Ablagerung in Mono-Deponien der Klasse 2, 3 oder 4 (Mono 2, Mono 3, Mono 4),
- Ablagerung in Untertagedeponien in wasserfreien Gesteinsformationen (UTD = D 6).

Die Sonderabfälle werden in folgende Stufen eingeteilt:

Sonderabfall A (= Sonderabfall im engeren Sinne)

Abfallarten mit problematischen Inhaltsstoffen, die mengenunabhängig zwingend in chemisch-physikalischen Behandlungsanlagen zu behandeln, in Sonderabfallverbrennungsanlagen zu verbrennen oder - sofern zu deponieren - i.d.R. auf Deponien der Klassen 5 oder 6 abzulagern sind.

Sonderabfall B (= Sonderabfall im weiteren Sinne)

Abfallarten mit im Vergleich zum Sonderabfall A weniger problematischen Inhaltsstoffen, die bei entsprechender Vorbehandlung auch über Anlagen für Siedlungsabfälle entsorgt werden können, soweit keine Sonderabfallentsorgungsanlagen vorliegen (Abfälle" + " und "0" des Abfallkataloges der Länder).

Sonderabfall C (= Industrieller Massenabfall)

Nachweispflichtige Abfallarten gemäß LAGA-Abfallarten-Katalog mit nur sehr geringen Anteilen an problematischen Inhaltsstoffen, für die der Entsorgungsweg "Monodeponie" vorgesehen ist bzw. die grundsätzlich über Monodeponien entsorgt werden können; bei geringem Mengenanfall kommen getrennte Abschnitte der Deponieklassen 2 bis 4 in Frage.

Sonderabfall C*

entspricht Abfallschlüsselnummer 313 07 "Kesselschlacke aus Feuerungsanlagen"

Das Rahmenkonzept zur Planung von Sonderabfallentsorgungsanlagen enthält in der Anlage 1 eine Liste "Einstufung des Sonderabfalls und Zuordnung von Entsorgungswegen", in der die Abfallschlüsselnummern, Bezeichnung und Herkunft der Abfälle, ihre Einteilung in die Stufen A bis C* sowie als Berechnungsgrundlage für die Planung die zugeordneten Entsorgungswege angegeben sind.

I. 4.3.4 Das Abfallentsorgungsmodell Nordrhein - Westfalen

In dem in der Abbildung I. 4/1 dargestellten generalisierten Abfallentsorgungsmodell für das Land Nordrhein - Westfalen wurde als theoretische Entsorgungsmöglichkeit die Untertagedeponie im Steinkohlenbergbau berücksichtigt. Das Modell geht von einem zukünftig zu erreichenden Stand der Abfallverwertung und -entsorgung mit folgenden Randbedingungen aus:

- Aus dem Hausmüll und den hausmüllähnlichen Gewerbeabfällen werden durch Primär- und Sekundär-Recyclingmaßnahmen verwertbare Stoffe gewonnen.

- Sämtliche Gartenabfälle und der größte Teil der nativ-organischen Hausmüllbestandteile ("Biomüll") werden getrennt erfaßt und kompostiert.

- Der "Restmüll" aus Haushaltungen, der gesamte Sperrmüll und die nicht stofflich verwertbaren Teile des hausmüllähnlichen Gewerbe-

mülls werden in Hausmüllverbrennungsanlagen energetisch genutzt. Die Rostschlacke wird zum Teil als Baustoff verwertet. Die restliche Rostschlacke, der Filterstaub und die Reaktionsrückstände aus der chemischen Rauchgasreinigung (RRR) stehen als potentielle Ablagerungsstoffe für Untertagedeponien in Steinkohlenbergwerken (UTDSKB) zur Diskussion.

- Klärschlämme aus kommunalen Anlagen werden nur noch in geringem Umfang landwirtschaftlich genutzt. Der weitaus größte Anteil muß in Schlammverbrennungsanlagen thermisch behandelt werden. Die Verbrennungsrückstände (Filterasche, Wirbelbettasche, RRR) stehen wie die entsprechenden MVA-Rückstände zur Untertagedeponierung in Steinkohlenbergwerken zur Diskussion.

- Ein Teil der Sonderabfälle der Stufe C sowie der gesamte Abfall der Stufe C* sind unter den üblichen Voraussetzungen gegebenenfalls für die Untertagedeponierung in Steinkohlenbergwerken geeignet (s. 4.3.5).

- Die übrigen Sonderabfälle der Stufe C sowie alle Sonderabfälle der Stufen A und B werden entsprechend ihrem Gefährdungspotential mit oder ohne chemisch-physikalische Vorbehandlung in entsprechenden Deponien abgelagert. Organische Sonderabfälle werden verbrannt, die Rückstände aus der Sonderabfallverbrennung werden ebenfalls als Sonderabfall A oder B abgelagert.

- Die Bauabfälle werden durch sortierende Aufbereitung in verwertbare Einzelstoffe (z.B. Holz, Metall), in Baustoffe und in auf Deponien der Klasse 2 abzulagernde Reststoffe aufgeteilt.

- Erdaushub, der nicht als Bodenmaterial genutzt werden kann, wird auf Deponien der Klasse 1 abgelagert.

Die in der Skizze Abb. I. 4/1 gemachten qualitativen Angaben über das Potential von Abfällen, die generell einer Untertagedeponie im Steinkohlenbergwerk zugeordnet werden können, dienen an dieser Stelle als erste Diskussionsgrundlage. Für die endgültige Entscheidung über mögliche Untertagedeponierungsstoffe sind weitere Überlegungen erforderlich.

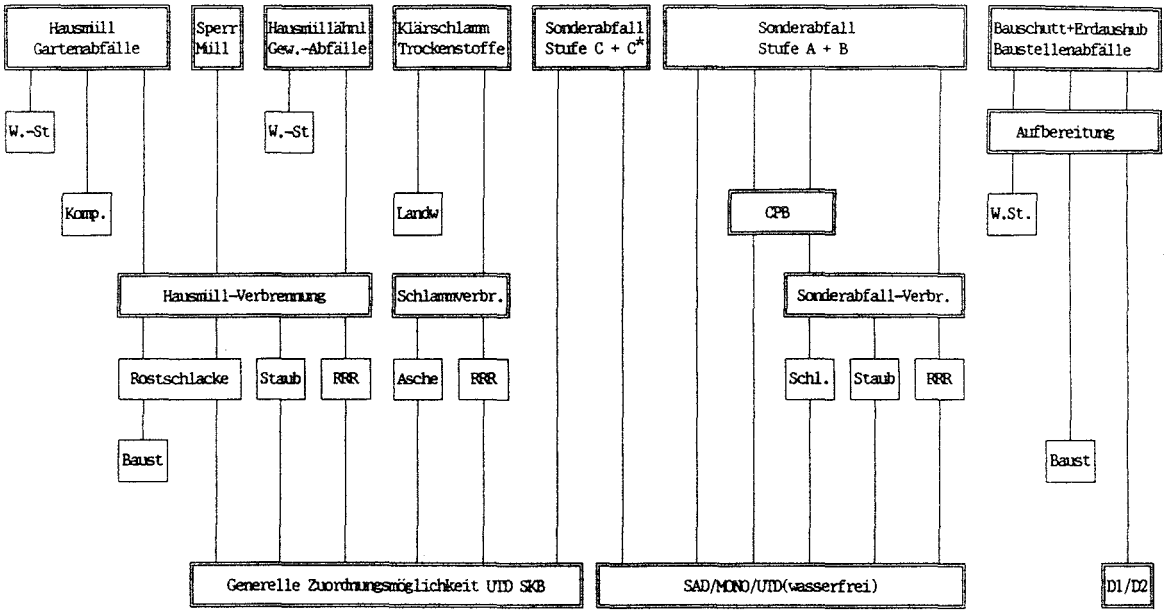


Abb. I. 4/1 Mögliche Verwertungs- und Entsorgungspfade von Abfällen im Land Nordrhein - Westfalen

I. 4.3.5 Überlegungen zu dem Entsorgungsweg UTDSKB

Die bisherigen Überlegungen zu der Machbarkeit eines Entsorgungsweges über Untertagedeponien in Steinkohlenbergwerken (UTDSKB) haben zu verschiedenen vorläufigen Aussagen geführt.

I. 4.3.5.1 Hinweise auf UTDSKB im Rahmenkonzept MURL

Die Verbringung von Sonderabfällen in Untertagedeponien des Steinkohlenreviers wird in dem Rahmenkonzept zur Planung von Sonderabfallentsorgungsanlagen kurz angesprochen.

Es wird darauf hingewiesen, daß in diesem Bereich die Hydrogeologie des Steinkohlengebirges eine besondere Rolle spielt. Die UTDSKB wird vorrangig als möglicher Entsorgungsweg für "Massenabfälle mit begrenztem Gefährdungspotential" aus der Sonderabfallstufe C angesehen, für die in dem

Rahmenkonzept eine Entsorgung über Mono 2, aber auch über Mono 3 oder 4 vorgesehen ist.

In der Tabelle I. 4/1 sind die Sonderabfallarten aus der Anlage 1 des Rahmenkonzepts aufgeschlüsselt, die diesen Vorgaben entsprechen. In der letzten Spalte der Tabelle ist zusätzlich der Status der Abfallarten entsprechend dem Katalog zu dem Runderlaß des MURL vom 1.6.1983 angegeben:

+	es besteht in der Regel Nachweispflicht
0	Nachweispflicht kann unter bestimmten Voraussetzungen ausgesprochen werden
-	es besteht in der Regel keine Nachweispflicht

Tab. I. 4/1 Sonderabfälle der Stufe C, die laut Rahmenkonzept als Deponierungsstoffe für UTDSKB diskutiert werden

Abfall - Schl.- Nr.	Stoffbezeichnung	Entsorgungs-weg	Status gemäß Runderlaß
31218	Elektroofenschlacke	Mono 4	0
31301	Filterstäube	Mono	0
31307	Kesselschlacke	Mono3 / Mono 4	-
31422	Kiesabbrände	Mono4	-
31426	Kernsände	Mono 4	-
31437	Asbeststäube	D 2	§ 2,2 AbfG
31445	Gipsabfälle (mit schädl. Verunreinig.)	Mono 4	-
31620	Gipsschlamm (mit schädl. Verunreinig.)	Mono 4	+
31623	Dicalciumphosphatschlämme	Mono 4	0
31624	Eisenoxidschlamm aus Reduk.	Mono4	0
31631	Bariumsulfatschlämme	D 4 / Mono 4	0
39903	Steinsalzrückstände	Mono 4 / UTD	-
51304	Braunstein, Manganoxide	D 4	0
54805	Rohschwefel	D 4	0

I. 4.3.5.2 Stofflisten des LWA über UTDSKB - geeignete Abfallarten

Im Rahmen einer Sellungnahme zu dem Antrag der Ruhrkohle AG auf Zulassung einer Untertagedeponie im Steinkohlengebirge und der daran anschließenden Diskussionen wurden vom Landesamt für Wasser und Abfall (LWA) des Landes Nordrhein-Westfalen Zusammenstellungen der für die Ablagerung in Steinkohlenbergwerken als geeignet, bedingt geeignet bzw. ungeeignet angesehenen Abfallarten herausgegeben:

1. "Geeignete" Abfallarten

Bei den in der Tabelle I. 4/2 aufgelisteten als geeignet bezeichneten Abfallarten handelt es sich mit Ausnahme der Stoffe 314 37 (Asbeststaub) und 314 38 (Gipsabfälle) um Abfälle, die in der Regel keinerlei Nachweispflicht unterliegen. Kraftwerksaschen werden als geeignet eingestuft, sofern sie aus kohlebefeuerten Kraftwerken stammen.

Tab. I. 4/2 Für die Ablagerung in Steinkohlenbergwerken geeignete Abfallarten (LWA)

Abfall - Schl.- Nr.	Stoffbezeichnung	Status gemäß Runderlaß
312 19	Hochofenschlacke	-
313 01	Flugaschen und Stäube (aus kohlebef. Kraftwerken)	-
313 05	Braunkohlenasche (aus kohlebef. Kraftwerken)	-
313 07	Kesselschlacke	-
314 05	Glasvliesabfälle	-
314 07	Keramikabfälle	-
314 08	Glasabfälle	-
314 09	Bauschutt	-
314 11	Bodenaushub	-
314 12	Asbestzementabfälle und -stäube	-
314 13	Waschberge	-
314 14	Schamotte	-
314 15	Formlehm	-
314 16	Mineralfaserabfälle	-
314 18	Gesteinsstäube	-
314 21	Kohlenstaub	-
314 36	Asbestabfälle	-
314 37	Asbeststaub	§ 2,2 AbfG
314 38	Gipsabfälle	0
314 44	Schleifmittel	-
316 01	Schlamm aus Betonherstellung	-
316 02	Steinschleifschlamm	-
316 04	Tonsuspension	-
316 05	Schlamm aus Zementfabrikation	-
316 06	Schlamm aus Kalksandsteinfabrikation	-
316 07	Schlamm aus Fertigmörtelherstellung	-
316 12	Kalkschlamm	-
316 13	Gipsschlamm	-
316 25	Erdschlämme, Sandschlämme	-

2. "Bedingt geeignete" Abfallarten

Die in der Tabelle I. 4/3 enthaltene Liste der als bedingt geeignet angesehenen Abfallarten ist sehr heterogen zusammengesetzt. Neben Abfällen ohne besonderes Gefährdungspotential sind Stoffe aufgeführt, die nach dem Rahmenkonzept teilweise als Sonderabfälle A und B eingestuft sind.

Tab. I. 4/3 Für die Ablagerung in Steinkohlenbergwerken bedingt geeignete Abfallarten (LWA)

Abfall - Schl.- Nr.	Stoffbezeichnung	Sond.Abf.Stufe Entsorg.weg	Status gemäß Runderlaß
311 01	Hütten- und Gießereischutt	nicht bestimmt	0
311 02	SiO_2 - Tiegelbruch	nicht bestimmt	-
311 03	Ofenausbruch (metall. Prozesse)	nicht bestimmt	-
311 04	Ofenausbruch (nicht metall. Prozesse)	nicht bestimmt	-
311 05	Ausbruch a. Dampfkesselanl.	nicht bestimmt	-
311 06	Dolomit	nicht bestimmt	-
311 07	Chrommagnesit	nicht bestimmt	-
313 01	Flugaschen und Stäube	C ; Mono 2	0
313 02	Flugaschenkoks	nicht bestimmt	0
313 05	Braunkohlenasche	nicht bestimmt	-
313 06	Holzasche	nicht bestimmt	-
313 08	Schlacken und Aschen (aus MVA)	nicht bestimmt	0
313 09	Flugaschen und Stäube (aus MVA)	B ; Mono 4	0
314 02	Putzereisand, Strahlsand	nicht bestimmt	-
314 17	Aktivkohleabfälle	nicht bestimmt	0
314 19	Stäube a. Schlackenaufber.	B ; Mono 4 / SAD	-
314 30	Verunr. Mineralfaserabfälle	B ; D 4 / SAD	-
314 39	Mineral. Rückstände (aus Abgasreinigung)	C/B ; Mono 4 / D	-
314 40	Verunr. Strahlmittelrückst.	B/C ; SAD / D 4	
314 42	Kieselsäure- u. Quarzabfälle	nicht bestimmt	-
314 45	Verunr. Gipsabfälle	C ; Mono 4	-
316 11	Graphitschlamm	nicht bestimmt	-
316 17	Glasschleifschlamm	nicht bestimmt	0
316 33	Verunr. Glasschleifschlamm	B/A ; SAD / Mono	0

3 "Ungeeignete" Abfallarten

Als ungeeignet für die untertägige Ablagerung in Steinkohlenbergwerken werden in der o.g. Stellungnahme aufgeführt:

Abfälle der Obergruppe 1	Abfälle pflanzlichen und tierischen Ursprungs sowie von Veredlungsprodukten
Abfälle der Obergruppe 5	Abfälle chemischer Umwandlung und Syntheseprodukte
Abfälle der Obergruppe 7	Radioaktive Abfälle
Abfälle der Obergruppe 9	Siedlungsabfälle

I. 4.3.5.3 Mengen-Abschätzung der zur Verbringung in eine Untertagedeponie im Steinkohlenbergwerk grundsätzlich geeigneten Abfälle

Geht man davon aus, daß die in den vorstehenden Tabellen I. 4/1 und I. 4/2 aufgeführten Abfälle und Reststoffe laut Definition grundsätzlich für die Verbringung in eine Untertagedeponie im Steinkohlenbergbau geeignet sind, so ergibt sich nach den Angaben des Landesamtes für Datenverarbeitung und Statistik Nordrhein-Westfalen ohne die in den Tabellen enthaltenen Massenabfälle eine Gesamtmenge von ca. 3 Mio. t/a. Werden auch die "bedingt geeigneten" Abfälle der Tabelle I. 4/3 hinzugerechnet, verdoppelt sich die Menge auf insgesamt ca. 6 Mio. t/a.

Die Massenabfälle: Schlacke und Asche aus Kohlefeuerungsanlagen mit ca. 10 Mio. t/a, Bauschutt und Straßenaufbruch mit ca. 8 Mio. t/a sowie der Erdaushub mit ca. 17 Mio. t/a wurden aus den Mengen der genannten Zusammenstellungen herausgerechnet, da für diese Abfallsorten in der Regel Verbringungsmöglichkeiten außerhalb der abfallwirtschaftlichen Entsorgungspfade bestehen.

Es ist daher grundsätzlich denkbar, Abfälle mit derartigen Inhaltsstoffen, die die Ablagerung dieser Abfälle in einer übertägigen Deponie, z.B. der Klasse 2, verbieten, im Bereich der durch geogene Inhaltsstoffe vorbelasteten Grubenwässer zu deponieren, wenn durch die Auslaugung dieser Stoffe keine meßbare Erhöhung der entsprechenden Grubenwasser-Konzentrationen eintreten kann.

Andererseits ist zu beachten, daß der gleiche Abfall, der sich bei einem Auslaugungsversuch unter oberirdischen Bedingungen als deponierfähig erweist, im Steinkohlenbergwerk durch die Einwirkung des Grubenwassers und infolge der örtlich vorherrschenden höheren Temperaturen Schadstoffemissionen aufweisen kann, die ihn als untauglich zur untertägigen Ablagerung in unbehandeltem Zustand bzw. in ungeschützter Lagerung erscheinen lassen.

Aus den vorstehenden Überlegungen geht hervor, daß es in jedem Fall erforderlich ist, das Auslaugungsverhalten der für die Tiefenlagerung im Steinkohlenrevier vorgesehenen Abfälle unter den örtlichen Bedingungen des Grubengebäudes zu untersuchen.

I. 4.4 Katalog der näher untersuchten Abfälle

Im Rahmen der Bearbeitung der vorliegenden Studie konnten insgesamt 18 einzelne Abfallstoffe näher untersucht werden. Die in Abfallgruppen zusammengefaßten Stoffe sind in der Tabelle I. 4/4 aufgelistet.

Abfallgr.	Bezeichnung	Herkunft
I	Rauchgasreinigungsrückstände aus der Hausmüllverbrennung	
	I - A Filterstaub	MVA Oberhausen
	I - B Filterstaub	MVA Essen-Karnap
	I - C Filterstaub - Salz - Gemisch	MVA Düsseldorf
II	II - M Rückstandsgemisch einer MVA	
III	Gemisch aus :	
	Filterstaub aus einer MVA	MVA Oberhausen
	Flotationsberge aus der Kohlenaufber.	Zeche Pluto
IV	Rückstände aus der kommunalen Klärschlammverbrennung	
	IV - A Filterstaub	KVA Düsseldorf
	IV - B Filterstaub	KVA Bottrop
	IV - C Bettrückstand a. d. Wirbelschicht	KVA Bottrop
V	Rückstände aus der Lack- und Ölschlammverbrennung	
	Rückstand aus der Rauchgasreinigung	KVA Fa. FORD Köln
VI	Gießereialtsande	
	VI -A Kaltharzaltsand	Fa. Pose-Mare
	VI - B Bentonitgeb. Altsand (mit Coldbox - Resten)	Fa. Pose-Mare
	VI - C Bentonitgeb. Altsand (mit Croning-, Hotbox- und Coldbox - Kernresten)	Fa. Fischer, Mettmann
	VI - D Bentonitgeb. Altsand (mit Hotbox - Kernresten)	Eisenwerk Brühl
VII	Strahlmittelrückstände, vermittelt durch	Fa. KRUPP-Steag
	VII - A Baustelle	
	VII - B Dichthalle	
	VII - C Kokerei Zollverein	
	VII - D Fa. Püls, Gelsenkirchen	

Tab. I. 4/4 Liste der auf ihr Elutionsverhalten untersuchten Abfallstoffe

Entsprechend dem zu erwartenden mittelfristigen Ausbau der Abfallverbrennungskapazität in Nordrhein-Westfalen wurde der Untersuchung von Filterstäuben und Rückständen aus der chemischen Rauchgasreinigung (RRR) von Müllverbrennungsanlagen ein besonders breiter Raum gewidmet.

Mit der Abfallgruppe I wurde zunächst ein breites Spektrum von Rückständen aus Müllverbrennungsanlagen mit verschiedenen Reinigungsverfahren untersucht. Insgesamt wurden drei Rückstandsproben aus den Anlagen Oberhausen, Essen-Karnap und Düsseldorf einbezogen.

Die Untersuchungen mit dem Gemisch aus der MVA Essen-Karnap (Abfallgruppe II) dienten dazu, bestimmte Ergebnisse aus der Abfallgruppe I mit dem Filterstaub-Salz-Gemisch aus der quasitrockenen Rauchgasreinigung der MVA Düsseldorf mit einem aus den Einzelstoffen (Filterstaub + Kesselasche + chemische Reaktionsrückstände) einer Anlage mit Naßreinigung zusammengesetzten Gemisch zu vergleichen.

In der Gruppe III wurde ein Gemisch aus MVA-Filterstaub und Flotationsbergen aus der Steinkohlenaufbereitung auf sein Elutionsverhalten nach der Aushärtung untersucht. Mit diesen Untersuchungen sollte geprüft werden, ob die Ergebnisse von Versuchen der Bergbauforschung zur hydraulischen Förderung und Einbringung in ein Steinkohlenbergwerk von Flotationsbergen und Kraftwerksfilteraschen bei der Verwendung von MVA-Filterasche reproduziert werden können.

Wegen der zunehmenden Schwierigkeiten, kommunalen Klärschlamm in der Landwirtschaft zu verwerten, wird in Zukunft neben der Müllverbrennung auch die Klärschlammverbrennung an Bedeutung gewinnen. In das Untersuchungsprogramm wurden daher auch Rückstände aus Schlammverbrennungsanlagen als Abfallgruppe IV aufgenommen. Es wurde je eine Anlage mit Etagenöfen (Kläranlage Düsseldorf Süd) und mit Wirbelschichtfeuerungen (Zentrale Schlammbehandlungsanlage der Emschergenossenschaft in Bottrop) in die Untersuchungen einbezogen. Von der Wirbelschichtanlage wurde neben dem Filterstaub auch der Bettrückstand untersucht.

In einer besonderen Gruppe V wurden die Rückstände aus einer industriellen Schlammverbrennung (Lackschlamm- und Ölschlamm-Verbrennunganlage der Firma FORD in Köln) untersucht.

Gießereialtsande fallen in großen Mengen an. Da sie andererseits in der Regel nur ein geringes Schadstoffpotential besitzen, bieten sich diese Abfälle grundsätzlich für die Untertagedeponierung an. In der Abfallgruppe VI wurden insgesamt vier Altsande aus verschiedenen Gießereien auf ihr Elutionsverhalten untersucht.

Auch Strahlsande und Strahlmittelrückstände gehören zu den mineralischen Massenabfällen. Ihr Schadstoffpotential ist verhältnismäßig gering und hängt im Einzelnen von der Legierung des gestrahlten Werkstückes ab. In der Abfallgruppe VII wurden vier Strahlmittelabfälle aus verschiedenen Anwendungsbereichen untersucht.

Die Untersuchungen und deren Ergebnisse werden in Teil III dieser Studie ausführlich beschrieben und beurteilt.

Literaturverzeichnis

Albrecht, E. (1972): Der Ausbau des Steinsalzbergwerkes Asse 2 für die Einlagerung radioaktiver Rückstände. - Bergbau, 23(4): 82-88; Essen.

Albrecht, H. (1987): Möglichkeiten der untertägigen Abfallagerung aus geowissenschaftlicher Sicht. - In: Kumpf, W.; Maas, K.; Straub, H.: Müll- und Abfallbeseitigung, Bd. 1-5, Lfg. 1/87,KZ8191: 19 S.; Berlin (Schmidt). - [Loseblattsammlung].

Aust, H., & Kreysing, K. (1978): Geologische und geotechnische Grundlagen zur Tiefversenkung von flüssigen Abfällen und Abwässern. - Geol. Jahrbuch,C20: 224 S.; Hannover.

Aust, H. (1985): Fragen des Umweltschutzes bei der Abwasserversenkung in tiefliegende Grundwasserleiter. - Ber. 5. Nat. Tag. Ing.-Geol.: 145-152; Kiel.

Baumgärtel, G., & Kroebel, R. (1987): Nukleare Entsorgungskonzepte. Ein internationaler Vergleich. - Energiewirtschaftliche Tagesfragen, 37 (5): 391-397; Gärfelfing.

Beßelmann, F. J. (1989): Ablagerungen von Reststoffen im Steinkohlenbergbau der Ruhr - Entwicklungen und Ziele bei der Ruhrkohle AG. - Markscheidewesen,96: 352-353; Essen.

Bieler, D. (1988): Alternative Deponierungsstrategien für Sonderabfälle. - Z. f. angewandte Umweltforschung,1: 37-50; Essen.

Brücher, H., & Barnert, E., & Kroth, K., & Niephaus, D. (1987): Versuch zur Einlagerung von mittelradioaktiven Abfall und Hochtemperaturreaktor - Brennelementen im Salzbergwerk Asse. - Kerntechnik,50: 40-44; München.

Bundesmin. f. Umwelt, Naturschutz u. Reaktorsicherheit [Hrsg.] (1989): Dritte Allgemeine Verwaltungsvorschrift zum Abfallgesetz (TA Sonderabfall) - Technische Anleitung zur Lagerung, chemisch / physikalischen und biologischen Behandlung, Verbrennung und Ablagerung von Sonderabfällen. - 3. Entwurf, Bonn 26.10.1989.

Bundesmin. f. Umwelt, Naturschutz u. Reaktorsicherheit [Hrsg.] (1989): Wasserwirtschaftliche Anforderungen an Gesteinskavernen zum Lagern wassergefährdender Stoffe (Anforderungskatalog). - Gemeinsames Ministerialblatt, Ausg. A,40 (16): 393-399; Bonn.

Bundesregierung [Hrsg.] (1986): Gesetz über die Vermeidung und Entsorgung von Abfällen (Abfallgesetz - AbfG). - Bundesgesetzblatt, T.I (44): 1410-1420.

Bundesregierung [Hrsg.] (1986): Gesetz zur Ordnung des Wasserhaushalts (Wasserhaushaltsgesetz - WHG). - Bundesgesetzblatt,T.I(50): 1530-1544.

Bundesregierung [Hrsg.] (1990): Verordnung zur Bestimmung von Abfällen nach § 2 Abs. 2 des Abfallgesetzes (Abfallbestimmungs-Verordnung - AbfBestV). - Bundesgesetzblatt,T.I(17): 614-630.

Bundesregierung [Hrsg.] (1990): Verordnung zur Bestimmung von Reststoffen nach § 2 Abs. 3 des Abfallgesetzes (Reststoffbestimmungs-Verordnung - RestBestV). - Bundesgesetzblatt,T.I(17): 631-647.

Deisenroth, N., & Kind, J. (1989): Die Untertage-Deponie Herfa-Neurode - Eine Möglichkeit zur umweltgerechten Beseitigung von problematischen toxischen Abfallstoffen. - Kali u. Steinsalz,10:182-195; Essen.

Finkenwirth, A., & Johnsson, G. (1980): Die Untertage-Deponie Herfa - Neurode bei Heringen / Werra. - In: Coogan, A. H.; Hauber, L. [ed.]: Fifth Symposium on Salt, Vol. 1: 239-249; The Northern Ohio Geological Soc., Inc., Cleveland, Oh.

Finkenwirth, A. (1988): Die Versenkung flüssiger Abfälle in Schluckbrunnen. - In: Kumpf, W.; Maas, K.; Straub, H.: Müll- und Abfallbeseitigung, Bd. 1-5, Lfg. 1/88,KZ8195: 21 S.; Berlin (Schmidt). - [Loseblattsammlung]

Güntensperger, M. (1986): Nukleare Entsorgungsprogramme - Ein internationaler Überblick. - Nagra inf.,3/86: 5-13; Baden.

Harnischmacher, K., & Nelles, P.-L. (1985): Bessere Ausnutzung von Vorräten durch Anwendung von Magerbetonversatz in flacher, geneigter und steiler Lagerung auf den Gruben der "Sachtleben" Bergbau GmbH. - Erzmetall,38: 411-418; Weinheim.

Harnischmacher, K. (1989): Die Abbauverfahren - mit und ohne Versatz - der Grube Meggen der "Sachtleben" Bergbau GmbH. - Erzmetall, 42: 212-220; Weinheim.

Herrmann, A. G. (1988): Die Untergrund-Deponie anthropogener Schadstoffe - In: Germann, K.; Warnecke, G.; Huch, M. [Hrsg.]: Die Erde: dynamische Entwicklung, menschliche Eingriffe, globale Risiken: 183-200, Berlin (Springer).

Illi, H. (1988) Safety analyses for the planned Konrad repository Übersetzung: "Sicherheitsanalysen für das geplante Endlager Konrad". - In: Post, R. G.; Wacks, M. E. [Ed.]: Proc. of the Symp. on Waste Management, Tucson, Feb. 28 - March 3, 1988; Vol 1: 1001-1010; Arizona Board of Regents, USA. - [Deutsche Fassung der Publikation].

Jezierski, H. (1989): Bergbau und Abfallwirtschaft zukünftige Partner?. - Erzmetall,42: 197-200; Weinheim.

Kühn, K. (1988): Die untertägige Deponie radioaktiver Abfälle in verschiedenen geologischen Formationen und Gesteinsarten - eine Übersicht. - Clausthaler Kursus zur Umwelttechnik - Deponieren von Abfällen, CUTEC Forschungsverbund Umwelttechnik der TU Clausthal, St. Andreasberg, 17.-20.10.88; 6 S..

Land Nordrhein-Westfalen [Hrsg.] (1988): Abfallgesetz für das Land Nordrhein-Westfalen (Landesabfallgesetz - LAbfG). - Gesetz- und Verordnungsblatt NRW,42(26): 250-258.

Land Nordrhein-Westfalen [Hrsg.] (1989): Bekanntmachung der Neu-

fassung des Wassergesetzes für das Land Nordrhein-Westfalen (Landeswassergesetz - LWG). - Gesetz- und Verordnungsblatt NRW,43(33): 384-413.

Lange, J. (1982): Die Vorbereitung eines wasserarmen Versatzgutes aus Schwimmbergen und Flotationsabgängen für das Pumpversatzverfahren. - Erzmetall,35: 117-124; Weinheim.

Lange, J. (1984): Industrielle Abfallstoffe als Versatzkomponente, eine zusätzliche Erlösquelle für Bergwerke. - Erzmetall,37: 84-89; Weinheim.

Lerche, R., & Renetzeder, H. (1984): Die Entwicklung des Pumpversatzverfahrens für das Erzbergwerk Grund. - Erzmetall,37: 494-501; Weinheim.

Lieb, W. (1988): Endlagerprogramme und Felslabors in der OECD. - Nagra inf.,1 + 2/88: 53-62; Baden.

Maurer, H., & Sill, F. (1989): Entsorgung feinkörniger Aufbereitungs- und Kraftwerksrückstände durch Nachversetzen des Bruchhohlraumes. - Glückauf,125: 176-182; Essen.

Minister f. Umwelt, Raumordnung u. Landwirtschaft d. Landes Nordrhein-Westfalen [Hrsg.] (1987): Rahmenkonzept zur Planung von Sonderabfallentsorgungsanlagen. - 101 + 8 S., MURL; Düsseldorf.

Otten, D. (1988): Umweltminister Weimar in Herfa-Neurode: Erweiterungspläne für die Untertage-Deponie. - Kali + Salz Inf.,1988(3): S. 12; Melsungen.

Plate, M. (1988): Entsorgung unter Tage - Eine Chance zur Lösung von Umweltproblemen - Glückauf,124: 224-229; Essen.

Proske, R. (1978): Zur Endlagerung radioaktiver Abfälle - Chem.-Ing.-Tech.,50: 9-13; Weinheim.

Reaktor-Sicherheitskommission (1983): Sicherheitskriterien für die Endlagerung radioaktiver Abfälle in einem Bergwerk. - Bundesanzeiger,35(2): 45-46; Bonn.

Reinshagen, K. (1988): Nutzung von Hohlräumen unter Tage. Entsorgung durch Versatz. - BMFT-Statusseminar "Zukunftstechnik Bergbau" am 28. u 29.11.1988 in Hamm: 281-297.

Rösel, H. (1989): Endlagerung in der BR Deutschland - Stand der Projekte und aktueller Ausblick. - Jb. Atomwirtsch.,20: A47-A54; Düsseldorf, Frankfurt.

Röthemeyer, H. (1988): Beurteilung der Langzeitsicherheit von Endlagern für radioaktive Abfälle. - Clausthaler Kursus zur Umwelttechnik - Deponieren von Abfällen, CUTEC Forschungsverbund Umwelttechnik der TU Clausthal, St. Andreasberg, 17.-20.10.88; 10 + 15 S..

Rohlfing, I. (1986): Versatzverfahren im deutschen Metallerzbergbau. - Erzmetall,39: 541-546; Weinheim.

Rothfuchs, T. (1987): Versuchseinlagerung hochradioaktiver Abfälle im Salzbergwerk Asse. - Kerntechnik,50: 34-39; München.

Schneider, H. (1988): Erfahrung bei der Erkundung von Standorten für die Endlagerung radioaktiver Abfälle und Stand der atom- und bergrechtlichen Verfahren (Gorleben, Konrad). - Clausthaler Kursus zur Umwelttechnik - Deponieren von Abfällen, CUTEC Forschungsverbund Umwelttechnik der TU Clausthal, St. Andreasberg, 17.-20.10.88; 12 S.

Schneider, H.-J. (1986): Enddeponierung von Sonderabfällen in Salzkavernen. - In: Kumpf, W.; Maas, K.; Straub, H.: Müll- und Abfallbeseitigung, Bd. 1-5, Lfg. 2/86, KZ8192: 19 S.; Berlin (Schmidt). - [Loseblattsammlung].

Schneider, H.-J. (1989): Geotechnische Anforderungen an Untertage-Deponien in Bergwerken, Fels- und Salzkavernen zur Zwischen- oder Endlagerung von Sonderabfällen. - In: Egger, P.; Fecker, E.; Reik, G. [Hrsg.]: Geologie -Felsmechanik - Felsbau. Festkolloquium L. Müller;Salzburg 1988: 127-140; Clausthal (Trans Tech Publ.).

Schwibach, J. (1990): Zur Langzeitsicherheit der Endlagerung radioaktiver Abfälle. - Atomwirtschaft-Atomtechnik,35: 24-32; Düsseldorf.

Storck, R. (1987): Langzeit-Sicherheitsanalysen zur Endlagerung. - Kerntechnik,50: 50-52; München.

Viehl, E. (1988a): Ergebnisse des übertägigen Standorterkundungsprogramms. - PTB informiert, April 1988: 33-34; Braunschweig.

Viehl, E. (1988b): Schacht Konrad - Ein geplantes Endlager für radioaktive Abfälle. - Erzmetall,41: 183-190; Weinheim.

Zollverein (1988): Auf Zollverein beginnt ein neuer Abschnitt der Bergbau - Tätigkeit. - Ruhrkohle,3/88: 4-5; Essen.

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

2. Band: Kapitel II
- Text -

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

2. Band: Kapitel II
- Text -

Inhaltsverzeichnis Seite

II.1	**Geologischer Aufbau**	7
II.1.1	Allgemeines	7
II.1.2	Steinkohlengebirge	10
II.1.2.1	Überblick	10
II.1.2.2	Stratigraphische Gliederung	11
II.1.2.3	Gesteinsausbildung	14
II.1.2.4	Lagerungsverhältnisse	17
II.1.2.4.1	Falten- und Überschiebungstektonik	17
II.1.2.4.2	Querstörungen	18
II.1.2.4.3	Klüfte und Schlechten	20
II.1.2.5	Beschreibung der Geologie anhand der geologischen Karte und der Schnitte	20
II.1.2.5.1	Querschnitte	21
II.1.2.5.2	Längsschnitte	26
II.1.3	Deckgebirge	29
II.1.3.1	Überblick	29
II.1.3.2	Stratigraphie und Gesteinsausbildung	31
II.1.3.2.1	Perm (Zechstein)	31
II.1.3.2.2	Trias	34
II.1.3.2.3	Kreide	36
II.1.3.2.4	Tertiär	42
II.1.3.2.5	Quartär	43
II.1.3.3	Lagerungsverhältnisse	44
II.1.3.3.1	Bruchtektonik	44
II.1.3.3.2	Einsturzbildungen	48
II.1.3.3.3	Faltungstektonik	51
II.1.3.4	Gasführung	52

II.2	**Hydrogeologie**	54
II.2.1	Allgemeines	54
II.2.2	Steinkohlengebirge	57
II.2.2.1	Unverritztes Steinkohlengebirge	57
II.2.2.2	Verritztes Steinkohlengebirge	59
II.2.3	Deckgebirge	63
II.2.3.1	Ostteil: Bereich des Kreidedeckgebirges	63
II.2.3.2	Westteil: Bereich des Tertiär-, Kreide-, Trias- und Perm-Deckgebirges	68
II.2.3.3	Regionales Fließsystem im Unteren Grundwasserhorizont	74
II.2.4	Wassergewinnung/Wasserwirtschaft	76
II.3	**Hydrochemie**	79
II.3.1	Erfassung und Archivierung der Daten	80
II.3.2	Auswertung der Daten	80
II.3.3	Darstellung der Ergebnisse	82
II.3.4	Allgemeine Hydrochemie	85
II.3.4.1	Steinkohlengebirge	85
II.3.4.2	Deckgebirge	88
II.3.5	Ergebnisse	89
II.3.5.1	Hydrochemische Schnitte	89
II.3.5.2	Teufenabhängige Konzentrationsverteilungen ausgewählter Kationen und Anionen	90
II.3.5.2.1	Steinkohlengebirge / Gesamtgebiet	90
II.3.5.2.2	Steinkohlengebirge / einzelne Zonen	91
II.3.5.2.3	Deckgebirge	92
II.3.6	Grubenmischwässer (Spurenstoffe)	93
II.3.6.1	Inhaltsstoffe	95

II.3.6.2	Elementfrachten	97
II.4	**Geochemie**	130
II.4.1	Einleitung	130
II.4.2	Mineralogische und geochemische Zusammensetzung der Gesteine	131
II.4.2.1	Mineralogische Zusammensetzung	131
II.4.2.1.1	Tonsteine und siltig-sandige Tonsteine	132
II.4.2.1.2	Sandsteine und konglomeratische Sandsteine	133
II.4.2.1.3	Kohlige Ton-Siltsteine ("Wurzelböden")	133
II.4.2.1.4	Karbonate und tonige Karbonate ("Toneisensteine")	134
II.4.2.1.5	Mittlere Mineralzusammensetzung der Nebengesteine	134
II.4.2.1.6	Kohle	135
II.4.2.2	Geochemische Zusammensetzung der Nebengesteine	136
II.4.2.2.1	Steinkohlengebirge	136
II.4.2.2.2	Deckgebirge	138
II.4.2.3	Geochemisches Rückhaltevermögen	139
II.4.2.3.1	Kationenaustauschkapazität	139
II.4.2.3.2	Säure-Puffervermögen	140
II.4.2.3.3	Schwermetallsorption	142
II.4.3	Ergebnisse	159
II.5	**Bergmännische Wasserwirtschaft**	160
II.5.1	Übersicht über die bergbauliche Situation	160
II.5.1.1	Stillstandsbereich	160
II.5.1.2	Produktiver Bereich	165
II.5.1.3	Reservefelder	169
II.5.2	Grubenwässer	170
II.5.2.1	Herkunft und Alter	170

II.5.2.2	Zuflußmenge	176
II.5.2.3	Wasserübertrittsstellen	180
II.5.2.4	Standwasser	183
II.6	**Gebirgsdurchlässigkeit**	185
II.6.1	Das bergbaulich überprägte Gebirge	185
II.6.1.1	Allgemeine Situation	185
II.6.1.2	Situation im Produktiven Abbaubereich	194
II.6.2	Bestimmung der Gebirgsdurchlässigkeiten	197
II.6.2.1	Wasserdruck-Versuch (WD-Tests) bei Dammbauarbeiten	197
II.6.2.2	WD-Versuche auf dem Bergwerk Walsum	203
II.6.3	Bestimmung der Gebirgsdurchlässigkeit in untertägigen Schluckbrunnen	206
II.6.3.1	Versuchsdurchführung	206
II.6.3.2	Lage der Schluckbrunnen und Ergebnisse der Messungen	210
II.6.3.3	Ergebnisse	212
II.6.4	Berechnungen der Gebirgsdurchlässigkeit aus Zuflüssen zwischen zwei Wasserprovinzen	213
II.6.5	Bewertung	215
II.7	**Grundwasser-Modellrechnungen**	217
II.7.1	Modellvorstellungen	217
II.7.2	Wiederanstieg des Grundwassers nach Einstellung der Grubenwasserhebung (Phase 2)	223
II.7.2.1	Horizontales Strömen	226
II.7.2.2	Vertikales Strömen, analytische Lösung	229

II.7.2.3	Vertikales Strömen, numerische Lösung	233
II.7.2.4	Rechenergebnisse	237
II.7.3	Horizontaler Abfluß des Grundwassers nach Einstellung der Grubenwasserhebung (Phase 2)	248
II.7.4	Grundwasserströmung nach Vollaufen aller Grubenbaue und vollständiger Sättigung des Kluftnetzes (Phase 3)	251
II.7.4.1	Analytische Berechnung	255
II.7.4.2	Numerische Berechnung	258
II.7.4.2.1	Berechnungsverfahren, Diskretisierung und Randbedingungen	260
II.7.4.2.2	Gebirgsdurchlässigkeiten und effektive Porositäten	261
II.7.4.2.3	Ergebnisse der Modellrechnungen	264

II.1
Geologischer Aufbau

II.1.1
Allgemeines

Durch den seit über 100 Jahren intensiv betriebenen Steinkohlenbergbau hat sich eine unüberschaubare Menge an Daten zur Geologie der Lagerstätte Ruhr angesammelt. Kein anderes Bergbaugebiet der Welt ist so intensiv durchbaut und dokumentiert wie das Ruhrrevier. Das derzeit offene Streckennetz aller Grubenbetriebe im gesamten Rheinisch-Westfälischen Steinkohlengebiet umfaßt über 2000 km. Die Gesamtlänge aller dokumentierten Untertageaufschlüsse ist kaum abzuschätzen, liegt aber sicher bei mehr als 50.000 km. Dazu kommen allein in den letzten 15 Jahren mehr als 1500 Bohrkilometer Aufschlüsse durch Explorationsbohrungen.

Die umfangreichste Zusammenfassung zur **Geologie der Lagerstätte** Ruhr veröffentlichte KUKUK in dem 1938 erschienenen Werk "Geologie des Niederrheinisch-Westfälischen Steinkohlengebietes". Darüber hinaus liegt eine große Anzahl von Einzelveröffentlichungen vor. Viele dieser Arbeiten sind durch die Montangeologische Arbeitsgemeinschaft für die westdeutschen Steinkohlengebiete, durch das Geologische Landesamt NRW oder die Westfälische Berggewerkschaftskasse veröffentlicht worden.

Bezüglich der **Struktur des Steinkohlengebirges** bieten die "Beiträge zur Tiefentektonik des Ruhrkarbons" (DROZDZEWSKY 1980, 1985) den besten Überblick.

Sedimentologische Untersuchungen werden unter Anwendung neuester Methoden zur Analyse des Ablagerungsmilieus in Diplom- und Doktorarbeiten an der Universität Bochum (CONZE 1984) im Rahmen eines Forschungsvorhabens der DGMK (STREHLAU 1988 und DAVID 1989) durchgeführt.

Mit dem Forschungsvorhaben "Kohlevorratsberechnung in den Steinkohlelagerstätten Nordrhein-Westfalens und im Saarland" erfolgte durch das Geologische Landesamt NRW eine Bestandsaufnahme durch systematische Auswertung aller verfügbaren Unterlagen.

Mit Hilfe der in dieser Studie vorgelegten Übersichtskarte der Karbonoberfläche (Maßstab 1:100.000) (Anl. II.1/2) und den dazugehörenden Schnitten Anl. II.1/3.1-3.12) im Maßstab 1:10.000 soll ein Überblick über die strukturgeologische und stratigraphische Situation des Steinkohlengebirges und seines Deckgebirges gegeben werden.

Aus der Karte lassen sich folgende Größen ablesen:

- Oberflächenmorphologie entlang der Schnitte
- Deckgebirgs-Stratigraphie u. -Lithologie
- Grundwasserleiter/-nichtleiter
- Tiefenlage der Grenzfläche Deckgebirge/Karbon
- Verlauf und Form der großtektonischen Einheiten wie Sättel, Mulden, Wechsel, Sprünge, Blätter
- Verlauf der Flöze "L" und "Karl" als Grenzhorizonte der lithostratigraphischen Einheiten
- Lage und Teufe der wichtigsten Schächte
- Grenzflächen und -teufen der Abbaufelder

Die beiden Einheiten des **"Deckgebirges"** und des **"Steinkohlengebirges"** unterscheiden sich sowohl in ihrer Gesteinsbeschaffenheit und Struktur als auch in ihren hydrogeologischen Eigenschaften grundsätzlich voneinander. Sie sind daher in den Schnitten getrennt in unterschiedlicher Form dargestellt.

Die Deckgebirgsprofile sind zur besseren Kennzeichnung der Stratigraphie, Gesteinsausbildung und Grundwasserführung 4-fach überhöht. Die Lithologie ist in den Bohrungen detailliert beschrieben. Wegen der Bedeutung der grundwassernichtleitenden Schichten sind diese durch Flächenrasterung besonders hervorgehoben.

Die Profile des Steinkohlengebirges sind nicht überhöht. Aus Gründen der Übersichtlichkeit sind die einzelnen stratigraphischen Horizonte in 3 getrennten Einheiten zusammengefaßt, die durch unterschiedliche Lithologie gekennzeichnet sind. Die durch den Abbau erschlossenen Gebirgsteile sind durch eine gerasterte Linie abgegrenzt.

II.1.2
Steinkohlengebirge

II.1.2.1
Überblick

Entlang des Ruhrtales zwischen Kettwig und Herdecke sind die älteren Schichten des intensiv gefalteten und gestörten Steinkohlengebirges an der Erdoberfläche aufgeschlossen. Nach Norden gehend tauchen die Schichten unter jüngeren Karbonfolgen in größere Teufen ab. Sie setzen sich unter mächtiger Überlagerung bis in die norddeutsche Tiefebene und unter die Nordsee fort.

Nördlich der Linie Essen-Bochum-Dortmund überlagern jüngere, ungefaltete, kohlefreie Schichten (Deckgebirge) das Oberkarbon. Sie nehmen nach Norden kontinuierlich an Mächtigkeit zu. Die 1000 m Mächtigkeitslinie bildet derzeit die nördliche Grenze der Bergbauzone bzw. der Reservefelder (Anl. II.1/4).

Im Ruhrtal begann seit dem Mittelalter mit dem Auffahren von Stollen die bergmännische Steinkohlengewinnung. Da hier das Steinkohlengebirge direkten Kontakt zum Oberflächenwasser und zum oberflächennahen Grundwasser hat, mußte sich der Bergbau mit erheblichen Wasserzuflüssen auseinandersetzen.

Sowohl im Süden des Reviers als auch in den Stadtregionen von Mülheim, Essen, Bochum und Dortmund ist der Steinkohlenabbau inzwischen eingestellt. Die aktive Bergbauzone liegt im Bereich der Stadtgebiete Oberhausen, Bottrop, Gelsenkirchen, Recklinghausen, Hamm, Ahlen und nördlich dieser Linie (vgl. Kap. II.5.1, Anl. II.1/1).

Während in den südlich gelegenen, stillgelegten Abbaugebieten die Steinkohle vorwiegend in steiler Lagerung gewonnen wurde, konzentrierte sich in den nördlich anschließenden Bereichen der Abbau immer mehr auf die Hauptmulden mit flachgelagerten Flözen.

Die gewinnbaren Steinkohlenvorräte im gesamten Ruhrkarbon werden je nach Art der Berechnung mit $10 \cdot 10^9$ bis $20 \cdot 10^9$ Tonnen angegeben. Bisher wurden im gesamten Ruhrrevier ca. $8 \cdot 10^9$ Tonnen abgebaut. Heute sind rund 200 Flöze mit Mächtigkeiten von wenigen cm bis über 4 m bekannt.

II.1.2.2
Stratigraphische Gliederung

Die etwa 2.900 m mächtigen, steinkohleführenden Schichten des Oberkarbons werden im nordwestdeutschen Raum unter der Bezeichnung **"flözführendes"** oder **"produktives Karbon"** zusammengefaßt. Die Bildung nutzbarer Steinkohlenflöze begann im oberen **Namur C (Sprockhöveler Schichten)**.Die jüngsten im Ruhrrevier aufgeschlossenen Steinkohlenflöze sind während des **Westfal C (Lembecker Schichten)** abgelagert worden (s. Anl. II.1/2 und II.1/5).

Die Gliederung der einzelnen stratigraphischen Abschnitte erfolgt nach Leithorizonten, die aufgrund ihrer weiten Verbreitung, ihrer charakteristischen Ausbildung und Fossilführung gut zu definieren und leicht zu erkennen sind. Zur Benennung der einzelnen Schichten nutzte man Namen von Orten im Ruhrrevier, an denen besagte Schichten besonders intensiv ausgebeutet wurden (z.B. Essener-, Bochumer Schichten).

Zur Bildungszeit der **Sprockhöveler** und **Wittener Schichten** ist der Einfluß des Meeres durch zahlreiche Horizonte mit marinen Faunen dokumentiert. Der Anteil grobkörniger Sedimente ist relativ hoch. Die **Bochumer** und **Essener Schichten** enthalten nur wenige marine Horizonte. Der Anteil an Kohle und feinkörnigen Sedimenten ist in diesen Schichten am größten. Während der Ablagerung der **Horster** und **Dorstener Schichten** geht der marine Einfluß weiter zurück, und der Anteil an grobkörnigen Sedimenten nimmt zu.

Da die **marinen Horizonte** über große Flächen zu verfolgen sind, werden sie zur Gliederung der stratigraphischen Säule herangezogen. Wichtige Leithorizonte bilden ebenso die **Kaolinkohlentonsteine**, dünne Tonlagen vulkanischen Ursprungs (Tuffe), die zur Identifizierung bestimmter Flöze von großer Bedeutung sind.

Anlage II.1/5 gibt die stratigraphische Gliederung mit der Flözbenennung im Detail wieder. In ihr sind die Schichtgrenzen und Flöznamen nach der Einheitsbezeichnung für das Ruhrrevier verbindlich festgelegt. Alle Aufschlußbeschreibungen im Ruhrrevier richten sich nach diesem **"Richtschichtenschnitt"** Damit ist die Grundlage für eine flächendeckende, nachvollziehbare Flözkorrelation gegeben.

Für die Geologische Karte und die Profile ist aus Gründen der besseren Übersicht das flözführende Oberkarbon in nur drei Einheiten gegliedert. Diese Gliederung berücksichtigt sowohl stratigraphische als auch lithologische Gesichtpunkte (Abb. II.1/1).

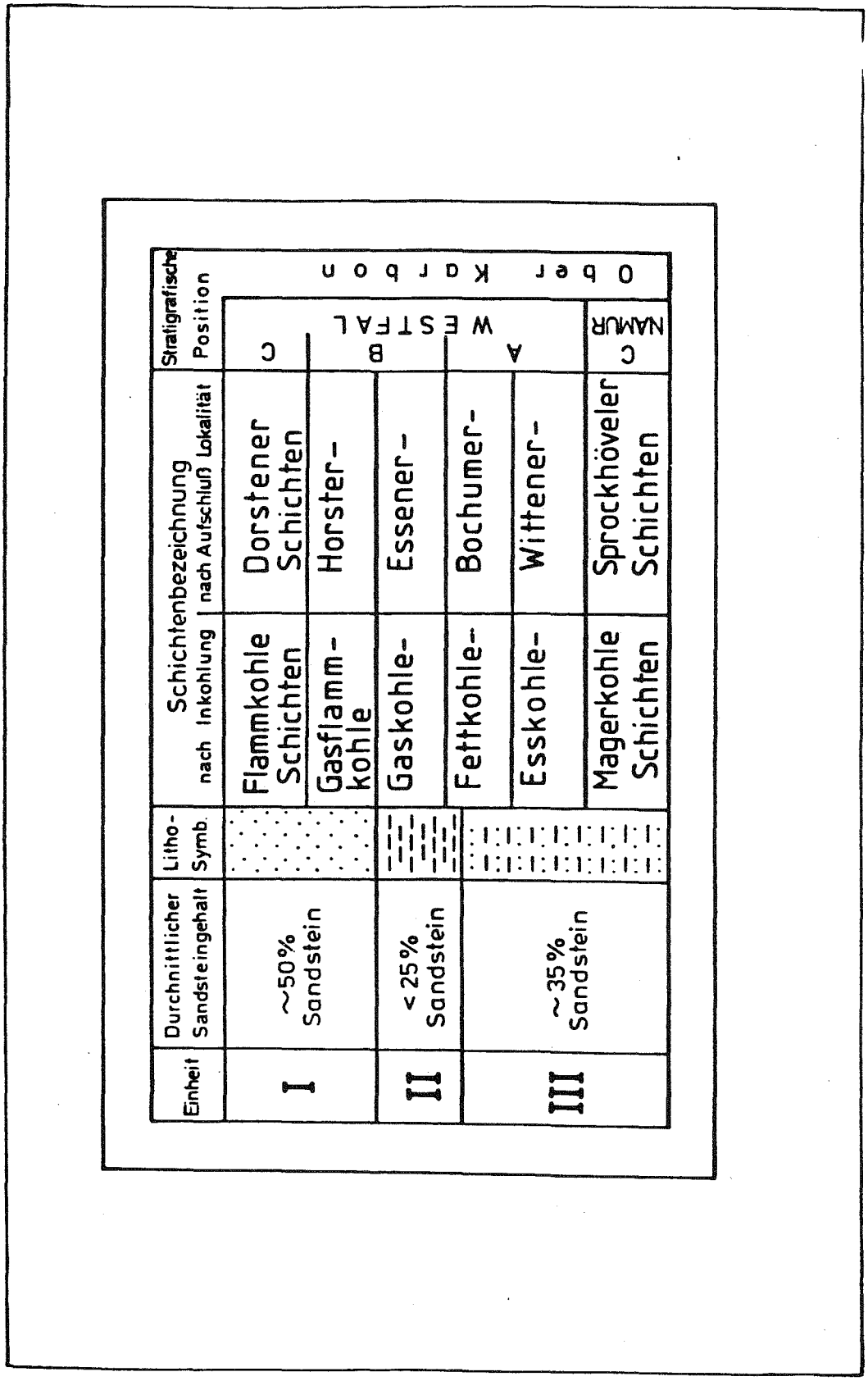


Abb. II.1/1 Schematische lithostratigraphische Gliederung des flözführenden Oberkarbons

Zur **Einheit I** sind die **Horster** und **Dorstener Schichten** (ob. Westfal B und Westfal C) zusammengefaßt. Diese Einheit besteht zu einem großen Teil aus mächtigeren gröberkörnigen, z.T. konglomeratischen Sandsteinen. Der Anteil an tonigen Gesteinen tritt demgegenüber zurück.

Sie unterscheidet sich deutlich von der **Einheit II (Essener** bis Mittlere **Bochumer Schichten** bis Flöz Karl, Westfal A - Westfal B), die überwiegend aus feinkörnigen Sedimenten (Schieferton) besteht. Diese Einheit enthält den höchsten Kohleanteil. Die Einheit II ist die am intensivsten durch den Steinkohlenbergbau beeinflußte Schichtenfolge.

In der **Einheit III** (Mittl./Untere **Bochumer, Wittener** und **Sprockhöveler Schichten**; Westfal A - Namur C) ist der Sandsteinanteil wieder deutlich höher, jedoch nicht ganz so hoch wie in der Einheit I. Mächtige Sandsteinbänke sind im Vergleich zur Einheit I selten.

II.1.2.3
Gesteinsausbildung

Die Schichten des flözführenden Karbons bestehen zu über 95% aus klastischen Gesteinen. Den Rest bilden organogene Bestandteile, die aus der Akkumulation pflanzlicher Reste entstanden und als Kohleflöze oder als organischer Detritus den klastischen Gesteinen zwischengelagert sind.
Grundsätzlich werden im Steinkohlenbergbau nur nach der Korngröße 3 Gesteinsarten unterschieden: **Konglomerate, Sandsteine** und **Schiefertone**. Für Misch- und Übergangsformen gibt es die entsprechenden Zusatzbezeichnungen (z.B. sandiger Schieferton).

Sie sind im Bergbaubetriebsblatt 22011 und in der DIN 21920 dargestellt und erläutert.

Unter der Bezeichnung **Schieferton** werden sowohl Tonsteine (Korndurchmesser der Komponenten < 0,002 mm) als auch Siltsteine (Korndurchmesser zwischen 0,002 mm und 0,06 mm) zusammengefaßt. Der Ausdruck "Schiefer" bezieht sich auf den Zerfall des Gesteins entlang engständiger Schichtlösen und Klüfte und nicht auf eine durch Tektonik verursachte Schieferung.

Sandsteine sind klastische Gesteine, deren Bestandteile Korngrößen zwischen 0,06 mm und 2 mm Durchmesser haben.

Die Komponenten der **Konglomerate** erreichen Korngrößen über 2 mm Durchmesser.

Hauptbestandteile der Gesteine sind Quarz- und Feldspatbruchstücke, Glimmer und Tonminerale. Karbonate spielen als Konkretionen, Kluft- und Porenfüllungen eine untergeordnete Rolle (vgl. Kap. II.4.2.ff).

Die Gesteine wurden durch Versenkung und Überlagerungsdruck jüngerer Formationen diagenetisch verfestigt. Entsprechend ihrer Teufenlage und der dort herrschenden Temperaturbedingungen kam es zu begrenzten Mineral-Um- und -Neubildungen, die unter anderem zu einer Verringerung der Porosität führten. Die älteren - also tiefer liegenden Schichten - sind in der Regel stärker verfestigt als die jüngeren. Gleichzeitig fand eine Umwandlung der ehemaligen Torflagen mit Abnahme der flüchtigen Bestandteile und Anreicherung von Kohlenstoff statt **(Inkohlung)**.

Charakteristisch für die Struktur des Steinkohlengebirges ist die rhythmische Wechsellagerung von mittel- und grobkörnigen Sedimenten und Steinkohle, die meist scharf voneinander trennbare, Zentimeter bis mehrere Meter mächtige Bänke bilden. Rund 25 % der bekannten Kohlenflöze erreichen Mächtigkeiten über 50 cm. Nur wenige werden bis zu 2 m mächtig; größere Mächtigkeiten (> 4 m) sind äußerst selten. Die einzelnen Bänke können über große Flächen gleichartig ausgebildet sein, können sich aber häufig auf kurze Entfernung in ihrer Lithologie und Mächtigkeit rasch ändern.

Auffallend ist der zyklische Aufbau der flözführenden Schichten.

Die grobkörnigen Gesteine sind gegenüber Wasser unempfindlich, die Schiefertone neigen zur Quellung durch Wasseraufnahme der Tonminerale (vgl. Kap. II.6.1.1). Die Porosität der Karbongesteine ist generell gering (< 5%), nimmt mit gröberem Korn und der stratigraphischen Höhe aber zu und kann in Sandsteinen des Westfal C Werte bis zu 20% erreichen. Der effektive Porenraum ist sehr klein. Die Durchlässigkeit von Westfal C-Sandsteinen liegt unter $k_f=10^{-9}$ m/s. Mächtige, klüftige Sandsteinfolgen können jedoch ergiebige Wasserspeicher und Grundwasserleiter mit k_f-Werten $>10^{-5}$ m/S sein.

Die unter > 300 m mächtigem Deckgebirge liegenden Karbonschichten der heutigen Bergbauzone sind in ungestörtem Zustand beim Auffahren von Grubenbauen trocken. Wasserzuläufe sind entlang großer Sprünge und Blätter im Bereich mächtiger Sandsteinbänke oder in bergbaubedingten Auflockerungszonen möglich.

II.1.2.4
Lagerungsverhältnisse

II.1.2.4.1
Falten- und Überschiebungstektonik

Das flözführende Oberkarbon wurde an der Wende Westfal-Stefan in der asturischen Phase gefaltet, wobei **Sättel** und **Mulden** mit einem WSW-ENE gerichteten Generalstreichen (ca. 60 °) entstanden. Die Intensität der Faltung nimmt von SE nach NW ab, und die Mulden werden in dieser Richtung zunehmend breiter. Da zugleich der Faltenspiegel nach NW absinkt, treten im Kern der Mulden immer jüngere Schichten auf.

Die Falten werden von zahlreichen **Überschiebungen (Wechseln)** begleitet, die ± parallel zu den Faltenachsen verlaufen und teils nach SE, teils nach NW einfallen. Die nach SE einfallenden sind die bedeutenderen, was zusammen mit der leichten NW-Vergenz der Falten darauf hindeutet, daß der Faltungsdruck von SE her gewirkt hat.

Die Überschiebungen sind zugleich mit der Faltung entstanden. Sie sind z.T. "mitgefaltet", d.h. mit fortschreitender Faltung wurden sie aufgerichtet und in manchen Fällen auch verbogen. Die Verwurfsbeträge veränderten sich dabei, und es rissen laufend weitere, wohl zunehmend unbedeutendere Überschiebungen auf.

Das gefaltete Gebirge des Ruhrkarbons weist eine ausgesprochene **Stockwerkstektonik** auf. Es läßt sich folgende Gliederung aufstellen:

- ein oberes Stockwerk mit weitspannigen Falten und wenigen Überschiebungen,

- ein mittleres Stockwerk mit kurzspannigen Falten, die von zahlreichen Überschiebungen begleitet werden und

- ein unteres Stockwerk mit mittelspannigen Falten und wenigen Überschiebungen.

Die Übergänge zwischen den einzelnen Stockwerken sind in vertikaler wie auch in lateraler Erstreckung fließend. Der Hauptabbau geht zur Zeit in den nördlichen Hauptmulden im wesentlichen im oberen Stockwerk um.

Die Veränderungen im Stil der Falten- und Überschiebungstektonik erfolgen in streichender Erstreckung kontinuierlich, nicht abrupt an den Querstörungen (s.u.). Nicht nur die Hauptstrukturen, sondern auch Spezialfaltung im Meterbereich und kleine Überschiebungen können über die Abschiebungen hinweg verfolgt werden, allerdings in ihrer Tiefenlage versetzt.

II.1.2.4.2
Querstörungen

Zusätzlich zur Falten- und Überschiebungstektonik wird das Steinkohlengebirge an Ruhr und Lippe von Abschiebungen und Blattverschiebungen durchzogen. Die **Abschiebungen (Sprünge)**, die als Reaktion auf eine jüngere Zerrungsbeanspruchung entstanden, begrenzen die heutigen Horste, Gräben und Staffeln. Erst nach der Faltung fanden erste Bewegungen entlang dieser Bruchflächen statt.

Die heute meßbaren Verwurfsbeträge sind das Ergebnis einer mehrphasigen Beanspruchung. Nach neuesten Auswertungen im Bereich des Niederrheins entstanden max. 10% des heutigen Verwurfs vor dem Zechstein, d.h. der überwiegende Teil der Sprünge reicht in das ältere Deckgebirge hinein.

Die **Blattverschiebungen (Blätter, Seitenverschiebungen)** lassen sich in zwei Gruppen einteilen: Ost-West-streichende und Nord-Süd-streichende. Sie verlaufen somit diagonal sowohl zu den Falten als auch zu den Horsten und Gräben.

Ihre zeitliche Einordnung ist nicht klar. Sie können unmittelbar nach Abschluß der Faltung durch fortdauernde tangentiale Einengung, also vor den Abschiebungen, aufgerissen sein. Anderseits bestehen enge Bindungen an die Abschiebungen, denn man findet auf beiden Störungsflächen häufig Spuren horizontaler und vertikaler Bewegung nebeneinander. Man spricht dann von Schrägabschiebungen. Auch münden Blattverschiebungen oft in Abschiebungen ein.

Man kann sich vorstellen, daß die tektonischen Bewegungen am Ende der Kreidezeit, die den ganzen nordwestdeutschen Raum erfaßt haben, beide Störungsarten reaktiviert und überprägt haben. Hierzu gehört auch die beim Kapitel Deckgebirge beschriebene Umkehrbewegung an den Abschiebungen (Kap. II.1.3.3.1), die Steinkohlen- und Deckgebirge verwerfen.

II.1.2.4.3
Klüfte und Schlechten

Von nicht geringer Bedeutung für das mechanische Verhalten des Gebirges und für die Grundwasserzirkulation sind die zahllosen **Klüfte** und **Schlechten** (= Klüfte im Kohlenflöz). Die Gesteinsklüfte stehen in einem geometrischen und genetischen Zusammenhang zum tektonischen Bau, während die an die Flöze gebundenen Schlechten zum überwiegenden Teil diese Beziehung nicht zeigen.

Bei den Klüften unterscheidet man je nach ihrer räumlichen Lage bezüglich der Faltenachsen: Längs-, Quer- und Diagonalklüfte. Das Einfallen ist in der Regel steil. Besonders in mächtigeren Sandsteinen gibt es häufiger offene Klüfte, die aber z.T. wieder mit sekundären Mineralien ausgefüllt sind.

Für die Beurteilung des Fließverhaltens von Wasser im Gebirge spielen die Auswirkungen der Einengungstektonik (Falten, Überschiebungen) eine untergeordnete Rolle. Dagegen können Sprünge, Blätter und intensive Klüftung die Wegsamkeit von Grundwasser im Gebirge beträchtlich steigern.

II.1.2.5
Beschreibung der Geologie anhand der geologischen Karte und der Schnitte

Die vorliegende geologische Karte (Anl. II.1/2) ist eine vereinfachte und aktualisierte Version der im Handel erhältlichen "Geologischen Karte des Ruhrkarbons

1:100.000 dargestellt an der Karbonoberfläche" von 1982. Auf ihr sind neben der Geologie die Hauptfeldergrenzen der Ruhrkohle AG (Stand 1989), die Förder- und Pumpschächte und die wichtigsten Flüsse dargestellt. Außerdem sind die Schnittspuren von 4 Längsschnitten (Nr. 1, 3, 5, 7) und 6 Querschnitten (Nr. 2, 4, 6, 8, 10, 12) eingezeichnet (Anl. II.1/3.1 bis II.1/3.12). Die Längsschnitte folgen den Hauptmuldenachsen. Die Querprofile verlaufen quer zu den Faltenachsen und damit ± parallel zu den großen Sprüngen auf größeren Bruchschollen und dienen vor allem der Darstellung des Faltenbaus und der Überschiebungen.

II.1.2.5.1
Querschnitte

Die von Ost nach West mit geraden Ziffern (2-12) durchnummerierten Querschnitte verlaufen in nordwest-südöstlicher Richtung und schneiden die Karbonfolge bankrecht zu den Faltenstrukturen und parallel zur Quertektonik.

Querschnitt 2 (Anl. II.1/3.2.1-3.2.2) reicht vom Spellener Sattel im Norden über die Schermbecker Mulde, die breite Lippe Mulde, den Vestischen Sattel, die Emscher Mulde, den Gelsenkirchener Sattel bis zur spitz eingefalteten Bochumer Mulde im Flözleeren. Die Schnittspur folgt dem Walsumer Horst, der im Süden in die Altstadener Staffel übergeht.

Die etwa parallel verlaufenden Sprünge verändern sowohl lateral wie vertikal ihre Gestalt. Die Verwurfsbeträge können sich relativ rasch ändern. Die Sprünge können auslaufen und um einige hundert Meter horizontal versetzt wieder einsetzen.

Von Süden nach Norden nimmt die Mächtigkeit des Flözführenden bei abtauchender Basis zu. Im südlichen Teil fehlt das Deckgebirge. Am Kassenberg, unmittelbar nördlich der Ruhr bei Mülheim, lagert das Deckgebirge transgressiv auf und nimmt nach Norden beständig an Mächtigkeit zu. Im Bereich der Lippemündung bei Wesel liegt die Karbonoberfläche unter 1000 m Deckgebirge. Während im Süden die Sprockhöveler bis Bochumer Schichten (Einheit III) an der Karbonoberfläche ausbeißen, sind es im Norden die Einheiten II und I (Bochumer bis Dorstener Schichten).

Kohleabbau geht in der Schermbecker Mulde (Bergwerk Walsum), Lippe Mulde (Bergwerk Walsum, Bergwerk Osterfeld) um. Es werden Flöze der Horster und Essener Schichten abgebaut (Flöz Q1, N/M, H 1/2, G 2/F, D/C und Zollvereingruppe). Der Abbau der Flöze Matthias und Hugo der Bochumer Schichten im BW Osterfeld steht kurz vor der Einstellung.

Im südlichen Stillstandsbereich existiert noch der Schacht Concordia, der als Pumpschacht für die Zentrale Wasserhaltung genutzt wird.

Querschnitt 4 (Anl. II.1/3.4.1-3.4.2) liegt auf dem Dorstener Horst. Er reicht vom Dorstener Sattel im Norden über den Vestischen Sattel, die Emscher Mulde, den Gelsenkirchener Sattel, die Essener Mulde, den Wattenscheider Sattel, die Bochumer Mulde und den Stockumer Sattel bis zur Wittener Mulde im Süden. Wie in den anderen Querschnitten sind im Norden die aus jüngeren Schichten aufgebauten Mulden flach und breit, während die im stratigraphisch tieferen Niveau liegenden Mulden im Süden steiler und enger gefaltet sind.

Auffallend sind die teilweise mitgefalteten großen Überschiebungen mit bankrechten Verwürfen von mehr als 100 m: Gelsenkirchener Überschiebung, Sutan- und Sutanella-Überschiebung. Die beiden letztgenannten setzen sich über Schnitt 6 weiter nach Osten fort.

Produzierende Betriebe liegen in der Lippe Mulde (Bergwerk Fürst Leopold) und in der Emscher Mulde (Bergwerke Hugo und Consolidation). Im Abbau befindliche Flöze sind Hagen und Freya in den Dorstener Schichten; Q/P1 in den Horster Schichten, H/G1, F, B, A und Zollvereingruppe in den Essener Schichten und Gustav, Hugo, Karl in den Bochumer Schichten.

Südlich vom Bergwerk Consolidation sind alle Bergwerke stillgelegt. Mehrere Schächte werden noch als Pumpschächte genutzt (Zollverein, Holland, Carolinenglück, Heinrich, Friedlicher Nachbar).

Querschnitt 6 (Anl. II.1/3.6.1-3.6.3 liegt in der Mitte des Kartenblattes. Bei einer Länge von 58 km reicht er von Reken im Münsterland bis zur Ruhr bei Herdecke. Er liegt auf dem Hülser bzw. Klein-Rekener Horst (im Norden) und dem Castroper Horst im Süden und schneidet die flache Raesfelder Mulde, den Dorstener Sattel, die Lippe Mulde, den Auguste Victoria Sattel, die Lüdinghausener Mulde, den General Blumenthal Sattel, die Emscher Mulde, den Gelsenkirchener Sattel, die Essener Mulde, den Wattenscheider Sattel, die Bochumer Mulde, den Stockumer Sattel, die Wittener Mulde und den Esborner Sattel im Flözleeren.

In den beiden nördlichen Mulden beißen Dorstener und Horster Schichten (Einheit I) an der Karbonoberfläche aus. In den Sattelregionen und im Süden stehen ältere Schichten (Einheiten II und III) an der Karbonoberfläche an.
Im Norden liegt die Karbonoberfläche rund 1000 m tief. Südlich des Stockumer Sattels streicht sie an der Erdoberfläche aus. Wie Schnitt 4 schneidet Schnitt 6 auch die großen Überschiebungen Sutan und Stanella.

Produzierende Bergwerke in der Lippe Mulde sind Fürst Leopold und Auguste Victoria. Sie gewinnen Kohle aus den Dorstener Schichten (Flöz Hagen, Freya, Erda), den Horster Schichten (Flöz Q/P1, P 2/3, O), den Essener Schichten (Flöz H1/2, F, D, C/B, A und Flöze der Zollvereingruppe). Auch das Nordfeld von Bergwerk General Blumenthal (Anschlußbergwerk Haltern 1/2) gewinnt Kohle aus Essener Schichten der Lippe Mulde. Im Altfeld des gleichen Bergwerks südlich des Auguste-Victoria-Sattels werden Flöze der Bochumer Schichten (Flöz Anna, Wilhelm, Dickebank, Wasserfall, Sonnenschein) abgebaut. Weiter südlich gibt es keine aktiven Kohlezechen mehr.

Querschnitt 8 (Anl. II.1/3.8.1-3.8.2) reicht vom Gelsenkirchener Sattel im Norden bis zur Herzkämper Mulde im Süden und liegt im wesentlichen auf dem Kamener Horst. Jüngere als Essener Schichten sind hier nicht mehr aufgeschlossen.

Die Bergwerke Haus Aden und Monopol gewinnen in der Essener und Bochumer Mulde Kohle aus den Essener Schichten (Zollverein Flözgruppe), Bochumer Schichten (Flöze Albert 1, Ida, Wilhelm, Johann, Karoline, Wasserfall, Sonnenschein) und den Wittener Schichten (Flöz Mausegatt). Südlich des Berwerks Monopol endet der Felderbesitz der Ruhrkohle AG.

Entlang des gesamten Schnittes überlagert das Deckgebirge die Karbonschichten. Auch im äußersten Süden beißt das Flözführende nicht an der Tagesoberfläche aus. Dies trifft auch für die weiter im Osten liegenden Schnitte 10 und 12 zu.

Querschnitt 10 (Anl. II.1/3.10.1-3.10.2) liegt auf dem Herringer Horst und schneidet die Emscher-, die Essener-, die Bochumer und die Wittener Mulde. Im Bereich der Essener und Bochumer Mulde liegen die Bergwerke Radbod und Heinrich Robert, die Flöze der Bochumer Schichten abbauen (Flöz Ernestine, Wilhelm, Johann, Helene, Luise, Dickebank und Sonnenschein).

Der am Ostrand des Ruhrreviers liegende **Querschnitt 12** (Anl. II.1/3.12) liegt auf der Ahlener Staffel und schneidet die Essener-, die Bochumer- und die Wittener Mulde. Mulden und Sättel sind hier engständiger als im Westen. Breite und flache Mulden wie z.B. die Lippe Mulde im Schnitt 4 (Bergwerk Fürst Leopold) sind hier nicht vorhanden, weil die Kreideerosionsfläche hier ein tieferes tektonisches Stockwerk der Karbonschichten anschneidet.

Das zum Eschweiler Bergwerksverein gehörende Bergwerk Westfalen baut hier Kohle in den Bochumer Schichten ab. Wie in dem westlich anschließenden, stillgelegten Bergwerk Sachsen, treten in dieser Region durch Flözscharung Flöz Mächtigkeiten von über 4 m auf.
Über die gesamte Länge des Schnittes 12 liegt das Karbon unter einer über 400 m mächtigen Deckgebirgsschicht.

II.1.2.5.2
Längsschnitte

Die mit ungeraden Nummern gekennzeichneten Längsschnitte folgendem streichenden Verlauf der Hauptmulden.

Schnitt 1:	Lippe Mulde (im Westen)
Schnitt 3:	Emscher Mulde
Schnitt 5:	Essener Mulde
Schnitt 7:	Bochumer Mulde (im Osten)

Entsprechend ihrer großtektonischen Situation sind in der Lippe Mulde die jüngeren flözführenden Schichten (Einheiten I und II) und in der Bochumer Mulde die älteren (Einheit II und III).

Längsschnitt 1 (Anl. II.1/3.1.1-3.1.2) liegt im Zentrum der **Lippe Mulde.** Felderbegrenzende, querschlägige Sprünge gliedern die Mulde in Horste, Gräben und Staffeln (Walsumer-, Lohberger-, Dorstener Horst; Dinslakener-, Hünxener-, Kirchheller Graben, Gartroper Staffel).

Kohlenabbau findet in den Schachtanlagen Walsum, Lohberg, Osterfeld, Prosper Haniel und Fürst Leopold in Dorstener-, Horster- und Essener Schichten statt.

Vorwiegend erfolgt Kohlegewinnung in den Flözen Hagen, Gudrun, Freya, Chriemhilt, Q/P1, O, M/N, H, G, D, C und in der Zollvereinflözgruppe.

Ein in der Anlage II.1/6.1 dargestelltes Normalprofil der Schachtanlage Fürst Leopold gibt exemplarisch die stratigraphischen Verhältnisse im Zentrum der Lippe Mulde wieder.

Längsschnitt 3 (Anl. II.1/3.3) liegt zwischen dem Graf-Molte und Quintus-Sprung in der **Emscher Mulde**. Durch den Harvester (Sekundus)- und den Blumenthal (Tertius)-Sprung ist die Mulde in Dorstener Horst, Marler Graben und Castroper Horst gegliedert.

Der Bereich um Schnitt 3 gehört zu der am stärksten durchbauten, heute noch aktiven Bergbauzone des Ruhrgebietes. Er schneidet die Grubenfelder Hugo, Ewald-Schlägel und Eisen und General Blumenthal. Im Norden schließt das Bergwerk Westerholt und im Süden das Bergwerk Consolidation an.

Im Bereich der Bergwerke Hugo und Ewald wird im Muldenzentrum aus den Unteren Horster Schichten (Flöz P2, P3/4, M) und den Essener Schichten (Flöze H1, F, B, A1 und Zollverein-Gruppe) Kohle gewonnen. An den Sattelflanken und auf dem Castroper Horst werden auch Flöze der Bochumer Schichten abgebaut (Fl. Anna, Matthias, Hugo, Karl, Blücher, Röttgersbank, Dickebank, Wasserfall, Sonnenschein). Die stratigraphischen Verhältnisse der Emscher Mulde sind in Anlage II.1/6.2, einem Normalprofil der Schachtanlage Hugo, dargestellt.

Längsschnitt 5 (Anl. II.1/3.5.1-3.5.2) folgt dem Streichen der **Essener Hauptmulde** vom Castroper Horst über den Dortmunder Graben, die Waltroper Staffel, den Graben von Preußen, den Kamener Horst, den Königsborner Graben bis zum Herringer Horst.

Entlang der Schnittspur liegen die Felder der Bergwerke Min. Achenbach, Haus Aden (Nord) und Radbod (Nord).

Entsprechend den durch Faltungs- oder Sprungtektonik verursachten unterschiedlichen Höhenlagen der Schichten werden die Flöze der Essener Schichten (Flöze der Zollverein-Gruppe, H. Laura 2/3), der Bochumer Schichten (Flöze Albert, Karl, Ida, Röttgersbank, Wilhelm, Johann, Präsident, Helene, Luise, Karoline, Dickebank, Wasserfall, Sonnenschein) und der Wittener Schichten (Kreftenscheer, Mausegatt) gewonnen.

Die stratigraphische Situation mit Flözbenennung der Essener Mulde ist in einem Normalprofil des Nordfeldes der Schachtanlage Haus Aden (Nord) dargestellt (s. Anl. II.1/6.3).

Im Bereich des **Längsschnittes** 7 (Anl. II.1/3.7) ist die **Bochumer Mulde** in Herringer Horst, Graben von Maximilian (mit Sachsen- und Münster Sprung) und die Ahlener Staffel gegliedert.

Am Westende des Schnittes liegen die Bergwerke Radbod und Robert Heinrich, im Osten die Schachtanlage Westfalen (EBV). In diesen Schachtanlagen werden Flöze der Bochumer Schichten gewonnen. Größere Mächtigkeiten haben die Flöze Ernestine, Wilhelm, Johann, Präs./Helene, Dickebank und Sonnenschein. Im Feld der stillgelegten Schachtanlage Sachsen erreicht Flöz Wilhelm durch Scharung mit Flöz Johann über 4 m Mächtigkeit. Die Schichtenfolge wird von mehreren Überschiebungen und bankrecht dazu von Sprüngen zerschnitten.

Östlich der Schachtanlage Westfalen findet keine Kohlengewinnung mehr statt.

II.1.3
Deckgebirge

II.1.3.1
Überblick

Im größten Teil des Ruhrgebietes und in der gesamten derzeitig betriebenen Bergbauzone wird das Steinkohlengebirge von jüngeren Deckgebirgsschichten überlagert. Nur südlich einer West-Ost-streichenden Linie, die durch Mülheim, durch die südlichen Stadtgebiete von Essen, Bochum und Dortmund und südlich an Unna vorbei verläuft, steht das Steinkohlengebirge unmittelbar zu Tage an (s. Abb. II.1/2, Anl. II.1/4, II.1/7).

Am geologischen Aufbau des Deckgebirges sind verschiedene Formationen beteiligt. Die ältesten Deckgebirgsschichten gehören dem **Perm** (Zechstein) an. Darüber folgen **Trias** (vorwiegend Buntsandstein) sowie **Kreide** (vorwiegend Oberkreide), **Tertiär** (vorwiegend Oligozän) und das **Quartär**. Nur die Kreide und das Quartär überdecken große Flächen des Steinkohlenreviers, während die Verbreitung der übrigen Formationen auf den westlichen und nordwestlichen Teil des Untersuchungsraumes beschränkt ist. Isoliert auftretende **Jura**-Vorkommen (Lias) sind auf den Raum Wesel beschränkt. Da sie ausschließlich weit nördlich der derzeit betriebenen Bergbauzone liegen, sind sie im Rahmen dieser Untersuchungen nicht relevant und werden daher nicht näher beschrieben.

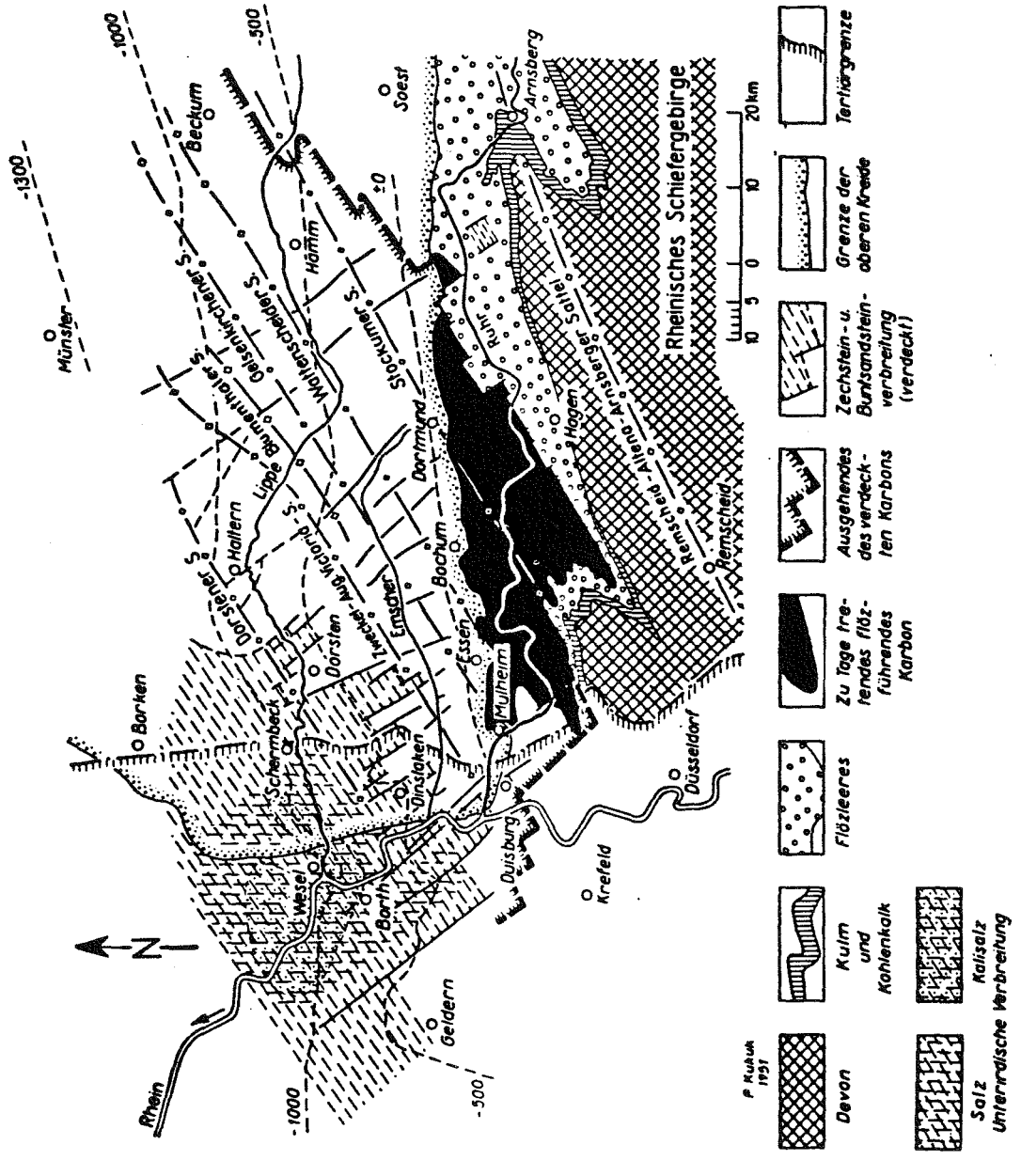


Abb. II.1/2 Geologische Übersicht des Niederrheinisch-Westfälischen Steinkohlenreviers (aus HAHNE und SCHMIDT, 1982)

Die Darstellung des Deckgebirges erfolgt in Plänen (s. Anl. II.1/4 und II.1/7) und Schnitten (s. Anl. II.1/3.1.1 bis II.1/3.12). Einen Überblick über die unterschiedliche Ausbildung des Deckgebirges im nördlichen Ruhrgebiet - dort sind die Stufen am vollständigsten entwickelt - geben die schematisierten Schichtenschnitte der Abb. II.1/3.

II.1.3.2
Stratigraphie und Gesteinsausbildung

II.1.3.2.1
Perm (Zechstein)

Der Zechstein wird allgemein nach Salinar-Serien gegliedert. Im Ruhrgebiet ist nur der erste, älteste Zyklus (Zechstein 1) relativ vollständig entwickelt.

Die Ablagerungen des **Zechstein 1** setzen mit einem meist nur wenige Dezimeter mächtigen Transgressionskonglomerat ein, das die ehemalige Morphologie des Karbon-Untergrundes ausgleicht. Das **Zechstein-Konglomerat** ist hellgrau gefärbt und kalkhaltig. Örtlich tritt darunter noch ein rotes Konglomerat auf, das möglicherweise noch dem Rotliegenden zuzurechnen ist.

Über dem Zechstein-Konglomerat folgt mit scharfer Grenze der dunkelgraue **Kupferschiefer**, ein kalkig-dolomitischer, um 1 bis 2 m mächtiger Schluffstein. Zum Hangenden schließen sich der **Zechstein-Mergel**, eine etwa 5 bis 15 m mächtige Folge aus Ton- und Kalkmergelsteinen,

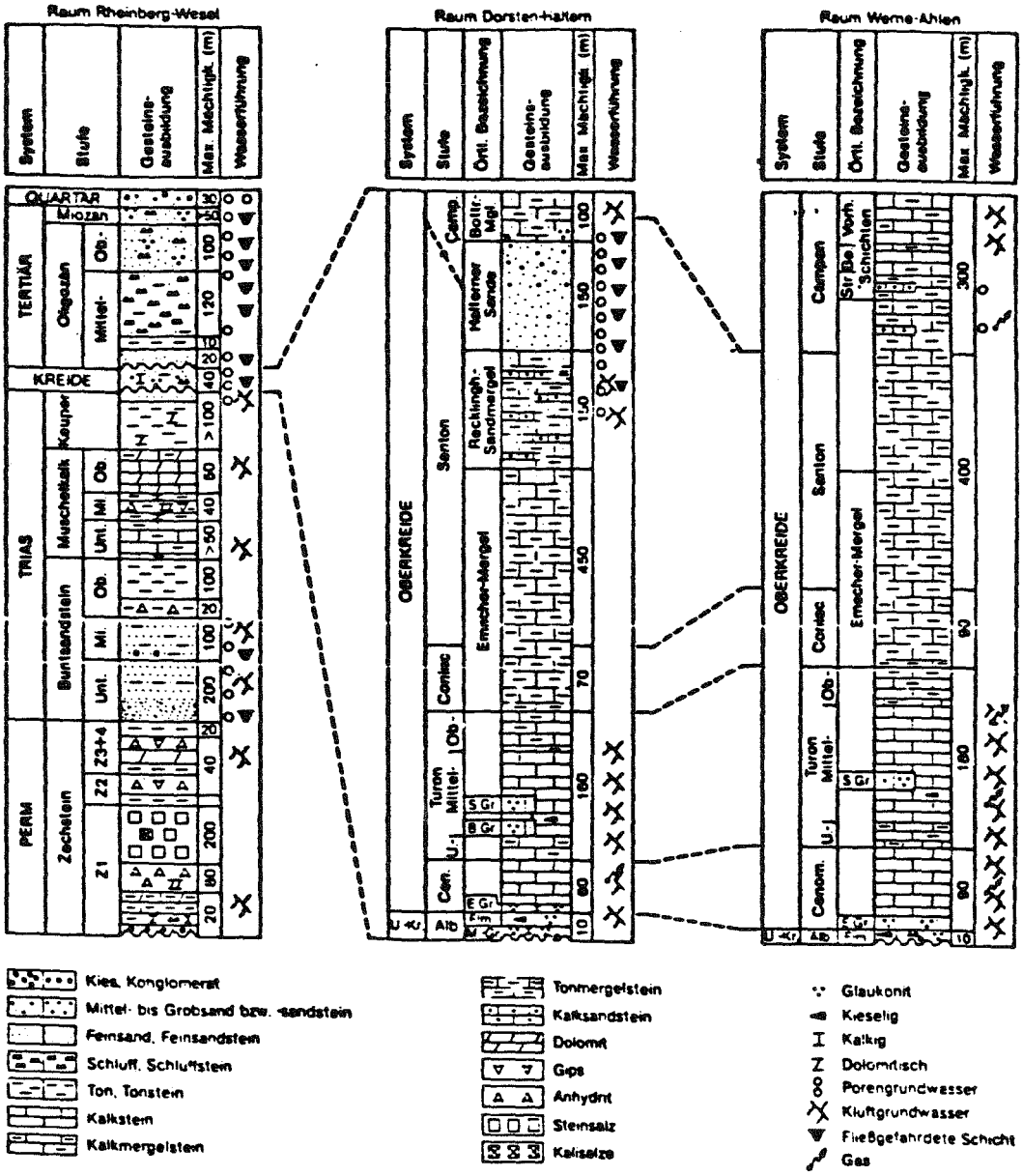


Abb. II.1/3 Schematisierte Schichtenschnitte des Deckgebirges im Niederrheinisch - Westfälischen Steinkohlengebiet

der **Untere Werra-Anhydrit** (meist um 10 m bis 20 m, örtlich bis fast 100 m mächtig) sowie - heute nur noch im Norden vorhanden - das bis etwa 200 m mächtige **Werra-Steinsalz** an, das in seinem mittleren Abschnitt auch Kalisalzflöze führt.

Das Salzlager, das ehemals fast den gesamten Raum der heutigen Zechstein-Verbreitung - mit Ausnahme der Randsäume - überdeckte, wurde durch zirkulierende Wässer im Verlaufe geologischer Zeiträume subrodiert. Daß das Salzlager früher eine wesentlich größere Verbreitung hatte, ist an der starken Zerklüftung oder Brekzierung (Einsturzbrekzien) der Hangendschichten des ehemaligen Salzlagers erkennbar, die in verschiedenen Tagesschächten und in Tiefbohrungen aufgeschlossen sind (vgl. Kap. II.1.3.3.2).

Der **Zechstein 2** sowie der **Zechstein 3** und **4** erreichen zusammen im Ruhrgebiet eine Mächtigkeit von nur etwa 50 m. Sie bestehen aus einer Wechselfolge von Tonen, Anhydriten (bzw. Gips) und einem karbonatischen Leithorizont, dem **Plattendolomit**. Mit einem tonigen Schichtenpaket, den **Oberen Zechstein-Letten**, endet die Salinar-Sedimentation im Untersuchungsraum. Weiter nördlich sind auch in den jüngeren Salinar-Zyklen des Zechsteins mächtige Salzlager entwickelt.

Am Ostrand des Zechstein-Beckens, in den Feldern der Bergwerke Prosper-Haniel und Fürst Leopold , weicht die Schichtenfolge bereichsweise von der "Normal-Ausbildung" erheblich ab (Anl. II.1/3.1.2). Hier stehen am ehemaligen Beckenrand poröse Kalksteine und Dolomite an (Riff- und Riffrand-Fazies), die bereichsweise das Karbon unmittelbar überlagern. Sie erreichen örtlich Mächtigkeiten über 100 m. Östlich der Riffe fehlen Zechstein-Ablagerungen. Auch die heutige Verbreitungsgrenze

des Werra-Salzes ist dieser Anlage zu entnehmen. Im Bereich der südlichen Verbreitungsgrenze sind die Zechstein-Profile erosiv gekappt, und der Zechstein wird diskordant von Kreide oder Tertiär überlagert. Weiter nördlich stehen in seinem Hangenden Buntsandstein-Schichten an.

II.1.3.2.2
Trias

Von den triassichen Ablagerungen über dem Karbongebirge hat im wesentlichen der Buntsandstein eine weitere Verbreitung im Westen des Ruhrreviers.

Muschelkalk tritt in flächenhafter Verbreitung nur nördlich der Bergbauzone im Raum Wesel-Schermbeck in einigen Grabenschollen auf, während größere, zusammenhängende Keuper-Vorkommen im Untersuchungsgebiet nicht vorhanden sind.

Örtlich und vereinzelt, vor allem im Bereich ehemaliger Salzakkumulationen (s. Abschnitt II.1.3.3) treten Schichten der jüngeren Trias (Muschelkalk und tieferer Keuper) auch am Nordrand der Bergbauzone auf.

Der **Untere Buntsandstein (Niederrhein-Folge)** wird etwa 200 m mächtig und besteht aus zum Teil nur gering verfestigten, fein- bis mittelkörnigen Sandsteinen. Im unteren Teil sind einzelne, um 1 m mächtige Tonstein-Bänke zwischengelagert. Im höheren Abschnitt treten häufig auch feinschichtige Wechselfolgen von Sandstein und Ton- bzw. Schluffstein auf. Zum Osten nimmt der Anteil

der Tone allmählich zu und erreicht im Bereich der östlichen Verbreitungsgrenze (Marler Graben) annähernd 50%. Gleichzeitig verringert sich die Korngröβe der Sandsteine und ihre Verfestigung nimmt zu. Im Unteren Buntsandstein herrschen dunkle, braunrote Farben vor.

Der um 100 m mächtige **Mittlere Buntsandstein** besteht aus der nur teilweise vorhandenen **Volpriehausen-Folge** und der **Solling-Folge**, die nach einer Schichtlücke mit einem geringmächtigen Konglomerat oder einer Grobsandlage beginnen. Insgesamt handelt es sich um eine Wechselfolge von meist feinkörnigen, z.T. tonstreifigen sowie wenig verfestigten Sandsteinen und Ton-/Schluffsteinen. Die einzelnen Schichtglieder können bis um 20 m mächtig werden. Besonders im basalen Abschnitt der **Solling-Folge** herrschen hellere, rötlich-graue und grünliche Farben vor.

Im **Oberen Buntsandstein** (**Röt**) (um 100 m mächtig) überwiegen Tonsteine, die rötlich-violett und graugrün gefärbt und oft dolomitisch sind (**Röt-Tone**). Zwischengeschaltet sind feinkörnige, dolomitisch oder kieselig verfestigte Sandsteinlagen. An der Röt-Basis liegen einige um einen Meter mächtige Anhydrit- oder Gips-Bänke mit tonigen Zwischenmitteln, das sogenannte **Röt-Salinar**. Weiter nördlich enthält auch das **Röt-Salinar** ein Steinsalzlager. In den obersten Röt-Schichten deutet sich durch Einschaltung von grauen Mergelstein-Bänken der Übergang zu den kalkigen Sedimenten des Muschelkalks an.

Der **Muschelkalk** erreicht Mächtigkeiten über 100 m. Sein unterer Abschnitt besteht aus unterschiedlich kalkig-dolomitischen Mergelsteinen. Im mittleren Abschnitt herrscht eine Folge karbonatischer, rotbrauner Ton- bis Mergelsteine vor, in die Anhydrit-/Gipsbänke eingelagert sind (Salinar des Mittleren Muschelkalks). Im hangenden Teil überwiegen Kalksteine und Dolomite ("Trochitenkalk"). Geringmächtige Mergelsteine grenzen den Muschelkalk zum Hangenden ab.

Den nur sehr lokal auftretenden **Keuper** bauen bunte, dolomitische Tonsteine mit einzelnen Sandstein- und Dolomitbänken auf.

II.1.3.2.3
Kreide

Nicht nur aufgrund ihrer Verbreitung und Mächtigkeit, sondern auch wegen ihrer hydrogeologischen Bedeutung (s. Abschn. II.2.3) ist die Kreide für den Bergbau die wichtigste Deckgebirgsformation.

Generell ist in der Kreide eine signifikante räumliche Differenzierung der Gesteinsausbildung zu verzeichnen. Im nordöstlichen Teil des untersuchten Raumes (zentraler Teil des Münsterschen Kreidebeckens) herrschen kalkig-tonige Sedimente vor. Nach Südwesten hin treten vermehrt sandig-glaukonitische Ablagerungen auf, die den Übergang zum Beckenrand anzeigen. Lückenhafte Sedimentation und abnehmende Schichtmächtigkeiten machen sich in den einzelnen Kreidestufen unterschiedlich deutlich bemerkbar (s. Abb. II.1/4 und Anl. II.1/7).

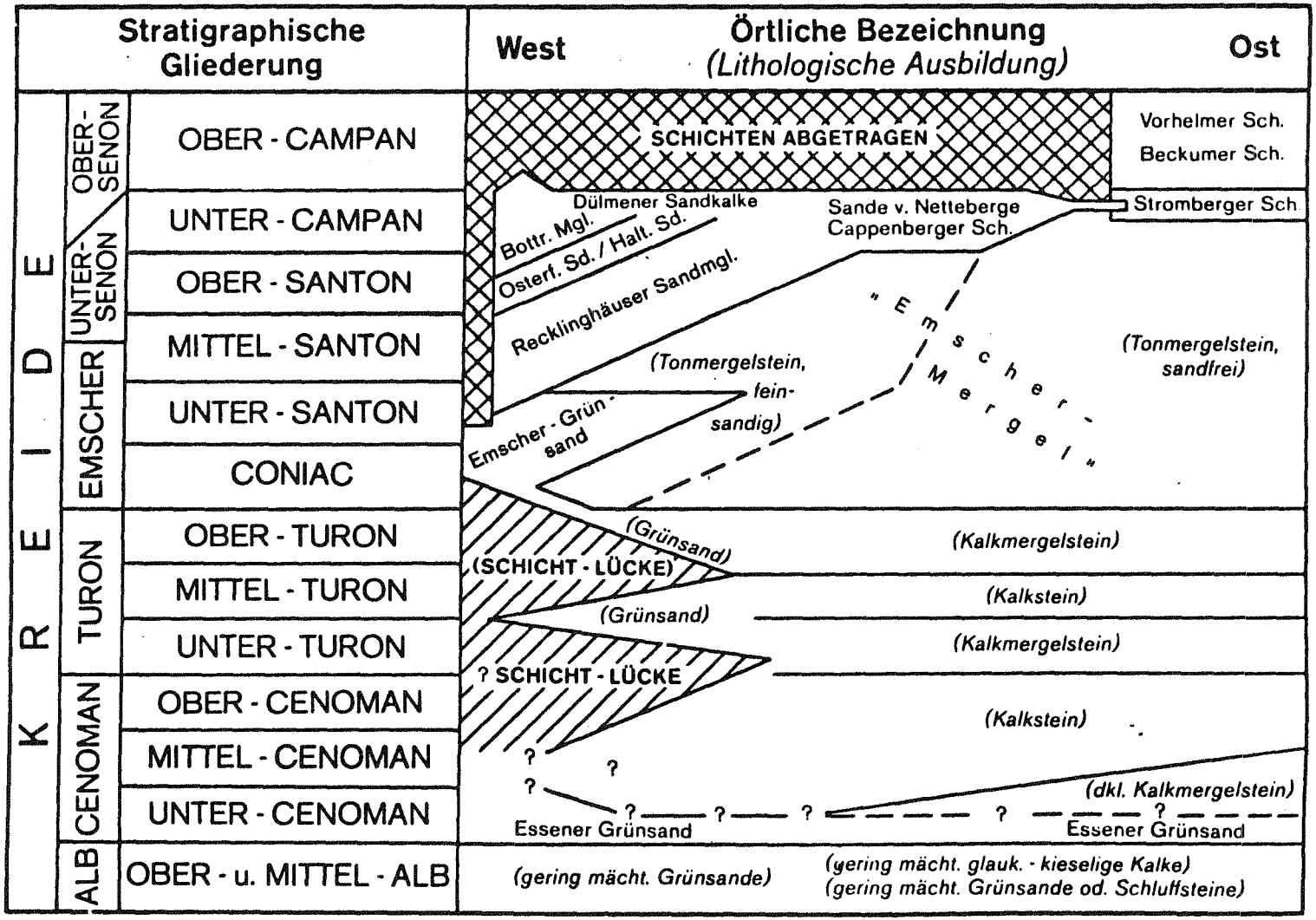


Abb. II.1/4 Faziesschema des Kreidedeckgebirges im nördlichen Ruhrrevier

Im westfälischen Raum sowie auch im südlichen Teil des Niederrhein-Gebietes transgrediert die Kreide unmittelbar auf Oberkarbon. Nur im nordwestlichen Teil des Untersuchungsraumes lagert die Kreide der Trias (vorw. Buntsandstein) sowie örtlich, d.h. südlich der Verbreitungsgrenze des Buntsandsteins, auch dem Zechstein auf (s. Anl. II.1/4).

Die **Transgressionssedimente** der Kreide **(Alb/Cenoman)** sind regional durch ein unterschiedliches stratigraphisches Alter gekennzeichnet:
Im Norden gehören sie der höchsten Unterkreide-Stufe, dem Alb, an. Nach Süden werden die Kreide-Basisschichten jünger und haben Cenoman-Alter. Hier bestehen sie aus glaukonitreichen, schluffig-mergeligen Sanden mit einem toneisensteinreichen Basis-Konglomerat. Im Norden wird der **Essener Grünsand** an der Basis des Cenoman noch von feinsandigen Schluffsteinen (**Flammenmergel**) sowie von einem weiteren Grünsand (**Minimus-Grünsand**) des Alb unterlagert. Das Basis-Konglomerat ist hier nur wenig ausgeprägt. Örtlich können die grünsandigen Basis-Schichten der Kreide teilweise oder auch völlig fehlen. Im Westen nimmt die Festigkeit der Kreide-Basisschichten deutlich ab. Wo sie über dem Buntsandstein anstehen, enthalten sie fließfähige Lagen.

Über den grünsandigen Basis-Schichten des Alb/Cenoman (bis um 20 m) folgen Kalksteine und Kalkmergelsteine des **Cenoman**, die im Nordosten (Bergwerk Westfalen, Bergwerk Radbod, Anl. II.1/3.7, II.1/3.10.1 und II.1/3.12) um 100 m mächtig werden. Ihre Mächtigkeit nimmt nach Südosten allmählich ab. Die Mächtigkeitsre-

duktion geht soweit, daß im Südwesten und Westen eine in den Schnitten (Anl. II.1/3.4, II.1/3.6) nicht mehr darstellbare, wenige Dezimeter mächtige knollige Kalkstein-Bank die Gesamtfolge der Cenoman-Kalke repräsentiert.

Zum Hangenden schließen sich die kalkreichen, bis um 180 m mächtigen Schichten des **Turon** an. Sie bestehen in ihrem unteren Abschnitt aus einer Wechselfolge unterschiedlich kalkiger Mergelsteine (**Labiatus-Schichten**, Unter-Turon). Das Mittel-Turon wird aus z.T. tonigen Kalksteinen aufgebaut. Eingeschaltet sind in unterschiedlichen Niveaus die glaukonitreichen Horizonte der **Bochumer** und der **Soester Grünsande**. Diese Grünsand-Horizonte fehlen im Norden und Nordosten. In einer mittleren Zone sind sie als glaukonitische Kalksteine entwickelt. Im Süden und Südwesten gehen sie in glaukonitische Sandsteine über.

Das **Ober-Turon** besteht aus einer Wechsellagerung von Kalkmergelsteinen mit tonigen Kalksteinen sowie - nach oben zunehmend - mit Tonmergelsteinen und leitet damit zur tonigen Fazies des Emscher-Mergels über.

Wie schon im Cenoman, so zeigt sich auch im Turon eine zunächst geringe, sich zum Südwesten verstärkende Abnahme der Kalkstein-Mächtigkeit. Im südwestlichen und westlichen Teil wird die gesamte Turonstufe nur noch von wenigen Metern Grünsand vertreten.

Im gesamten Untersuchungsraum - mit Ausnahme der südlichen Randgebiete der Kreide-Verbreitung, wo das Turon-Cenoman zu Tage ausstreicht - werden die Turon-Kalksteine von Mergeln des **Coniac** und des **Santon** (**Emschermergel**) überlagert.

Der **Emscher-Mergel** erreicht im nördlichen Teil des östlichen und mittleren Ruhrgebietes Mächtigkeiten bis um 500 m. Etwa beginnend am Blumenthal-Sprung bzw. im Marler Graben (Anl. II.1/3.3) dünnt der Emscher-Mergel nach Westen und Süden allmählich aus. Mit der Mächtigkeitsabnahme verbunden ist eine Zunahme des Feinsandanteils. In seinem mittleren Abschnitt schaltet sich eine Grünsand- und glaukonitreichere Folge, der **Emscher-Grünsand**, ein.

Im gesamten mittleren und östlichen Ruhrgebiet ist der Emscher-Mergel sehr gleichförmig als schluffiger Tonmergelstein entwickelt. Erst westlich und südlich des Lohberger Horstes (Anl. II.1.3.2) geht er allmählich in eine Folge von Sandmergeln über. Auch der eingeschaltete Emscher Grünsand ist in seinem nördlichen und östlichen Verbreitungsgebiet als glaukonitisch-feinsandiger Tonmergelstein ausgebildet. Nach Westen und Süden nehmen der Kalkgehalt und der Ton/Schluff-Anteil ab und es erfolgt ein Übergang in einen wenig verfestigten, fließfähigen Sand. Insgesamt ist im Emscher-Mergel eine Abnahme der Gesteinsfestigkeit von Nordosten nach Südwesten zu verzeichnen.

Während die Emscher-Mergel-Fazies ganz im Osten, im Bereich der Bergwerke Westfalen und Radbod bis in das Campan hineinreicht und dort von kalkreicheren Schichten (**Stromberger**, **Beckumer** und **Vorhelmer Schichten**) überlagert wird (s. Anl. II.1/3.7 und II.1/3.12) sind es weiter nach Westen zunehmend sandige Sedimente, die das Hangende des Emscher-Mergels bilden.

Zunächst handelt es sich um die **Cappenberger Schichten** und die geringmächtigen **Netteberger Sande** des **Unter-Campan** im Bereich des Bergwerks Haus Aden (Anl. II.1/3.8.1). Dann folgen nach Westen die dem höheren Santon zuzurechnenden **Recklinghäuser Sandmergel** und die **Halterner Sande** (Grenzbereich Santon/Campan) im Bereich der Bergwerke Auguste Victoria und General Blumenthal (s. Anl. II.1/3.6.1). Beginnend im Grubenfeld des Bergwerks Fürst Leopold-Wulfen (Anl. II.1/3.4.1), und nach Südwesten bis zum Bergwerk Walsum (Anlage II.1/3.2.1) sind es ebenfalls die Recklinghäuser Sandmergel sowie darüber die **Osterfelder Sande** und die **Bottroper Mergel**, die das Hangende des Emscher-Mergels aufbauen. Hier setzt die Fazies der Recklinghäuser Sandmergel jedoch schon im mittleren Santon ein.

Die zahlreichen lokalen Bezeichnungen der Hangend-Schichten des Emscher-Mergels kennzeichnen eine zunehmende Fazies-Differenzierung im Kreidebecken von Münster.

Die insgesamt um 200 m mächtigen Stromberger, Beckumer und Vorhelmer Schichten ganz im Osten werden aufgebaut aus einer Wechselfolge von Kalkmergelsteinen, Kalksteinen und Tonmergelsteinen, ihr kalkreichstes Schichtenglied sind die Beckumer Schichten. Stratigraphisch gehören sie mit Ausnahme des unteren Abschnitts der **Steinberger Schichten** dem **Ober-Campan** an.

Die bis 80 m mächtigen Cappenberger Schichten in den Feldern der Bergwerke Haus Aden und Minister Achenbach (Anl. II.1/3.5) bestehen aus einer Folge von Ton- bis Sandmergelsteinen mit einzelnen harten Kalksandstein-Bänken. Zum Westen gehen sie in die Fazies der Recklinghäuser Sandmergel über; nach Osten erfolgt durch Abnahme des Sandgehaltes und Auskeilen der Kalksand-

stein-Bänke ein kontinuierlicher Übergang in die Emscher-Mergel-Fazies. Das Hangende der Cappenberger Schichten bilden um max. 50 m mächtige, z.T. feinsandige Tonmergelsteine, in die einzelne, teils verfestigte, teils lockere Sandstein- bzw. Sandlagen eingeschaltet sind, die sog. Netteberger Sande. Einzelbänke dieser Sande sind noch in der Tonmergelfazies des Unter-Campan in den Feldern des Bergwerks Radbod nachzuweisen.

Die Recklinghäuser Sandmergel (um 150 m) stellen eine rhythmische Folge von festen Feinsandmergelsteinen (im unteren Teil) bzw. von nur schwach verfestigten Feinsandmergeln (im oberen Teil) mit Kalksandstein-Bänken dar. Sie werden in ihrem östlichen Verbreitungsgebiet von ziemlich reinen Sanden, den um 100 m, ganz im Norden aus bis 200 m mächtigen Halterner Sanden, weiter westlich von unreinen, mergelig-glaukonitischen Osterfelder Sanden (um 50 m) überlagert.

Nur in den in Abschnitt II.1.3.3.3 beschriebenen Kreidemulden überlagern die Bottroper Mergel - glaukonitische Ton- bis Feinsandmergelsteine - die Sande. Sie stellen im westlichen und mittleren Ruhrgebiet das jüngste Schichtglied der Kreide dar, das stratigraphisch überwiegend dem Unter-Campan angehört.

II.1.3.2.4
Tertiär

Tertiäre Ablagerungen - ausschließlich **Oligozän** - treten nur im Bereich der Niederrheinischen Bucht auf. Am Rhein erreichen sie Mächtigkeiten bis um 200 m; nach Osten - etwa an einer Nord-Süd verlaufenden Linie Duisburg-Oberhausen-Kirchhellen-Schermbeck (s. Anl. II.1/7) streichen sie meist unter Quartär-Überdeckung aus.

Die Tertiär-Sedimentfolge beginnt mit dem um 15 m mächtigen **Walsumer Meeressand** - einem reinen, unverfestigten Feinsand. Darüber folgen der **Ratinger Ton** (um 8 m) sowie die **Lintforter Schichten**, einer um 100 m mächtigen Folge von teils feinsandigen, teils tonigen Schluffen und schluffigen Feinsanden.

Ganz im Westen werden sie von den **Grafenberger Schichten** des Oberoligozän, die als schluffige, glaukonitische Feinsande ausgebildet sind, überlagert.

II.1.3.2.5
Quartär

Das Quartär liegt nur lokal, als meist geringmächtiger dünner Deckhorizont über den älteren Deckgebirgsformationen. Vorwiegend sind es **pleistozäne** Sedimente wie Geschiebemergel bzw. -lehm, Löß, Lößlehm und eiszeitliche Sande. In den Flußtälern haben Terrassensande und -kiese größere Verbreitung. Das gilt insbesondere für die Rheinterrassen, die das Tertiär im Westen mit Mächtigkeiten um 20 m überdecken.

Als Besonderheit treten z.T. bis zu 50 m in die älteren Formationen eingetiefte eiszeitliche Erosionsrinnen auf. Sie sind - ohne Zusammenhang mit den heutigen Flußsystemen - morphologisch nicht erkennbar.

Holozäne Ablagerungen beschränken sich auf die jüngeren Talböden sowie auf Hangschuttbildungen und Fließerden an z.T. sehr flachen Hängen.

II.1.3.3
Lagerungsverhältnisse

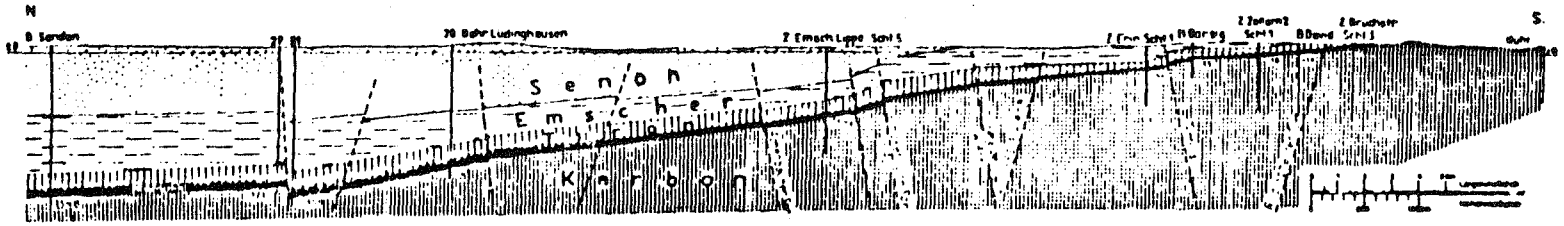
Die Schichten des Deckgebirges lagern flach und diskordant auf dem Steinkohlengebirge, dessen Oberfläche allgemein nach Norden bis Nordwesten schwach geneigt ist und dadurch eine Mächtigkeitszunahme der Deckgebirgsschichten in dieser Richtung bewirkt. Etwa parallel zur Karbonoberfläche fallen auch die Deckgebirgsschichten ein (Abb.II.1/5). In den älteren Formationen (Zechstein und Trias) beträgt das generelle Schichteinfallen im Mittel 2° bis 5°, in der Kreide um 2° und im Tertiär werden 2° nicht überschritten.

Auf wesentliche Ausnahmen, die durch Salzakkumulation oder -subrosion sowie durch junge Bewegungen der karbonischen Falten hervorgerufen wurden, wird nachfolgend eingegangen.

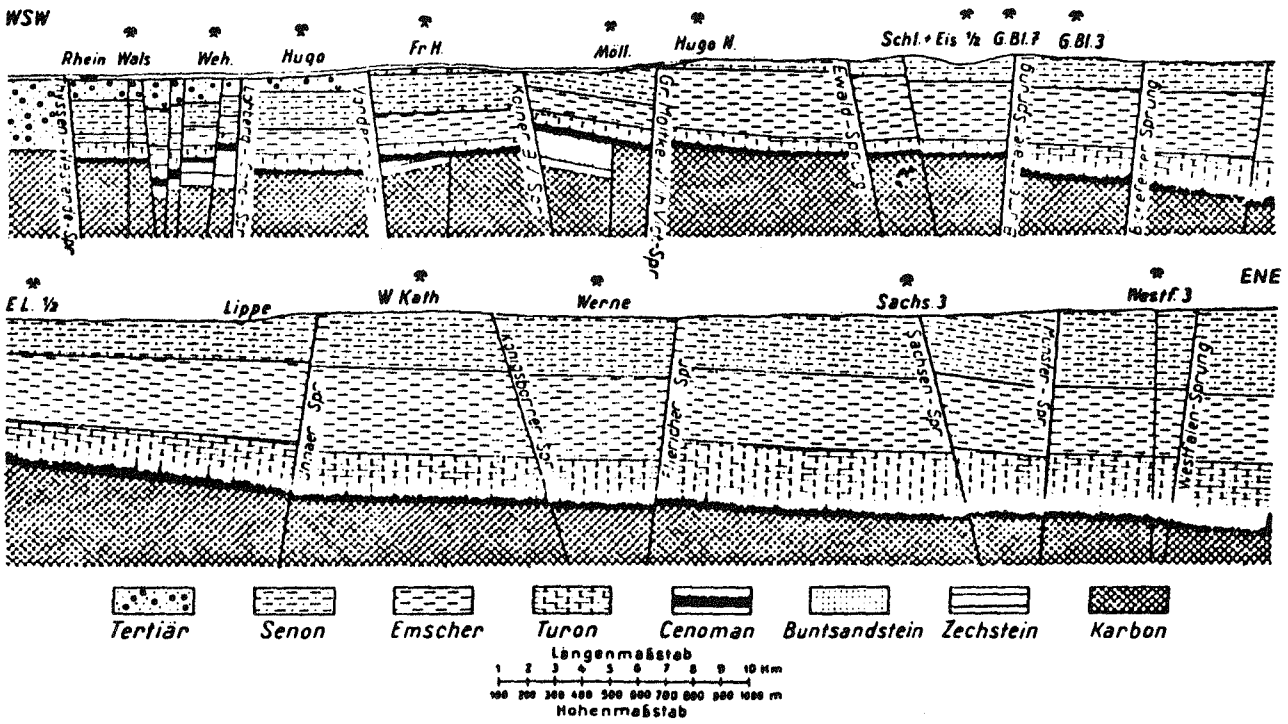
Darüberhinaus treten örtlich auch Schollen-Kippungen oder Schichtschleppungen im Bereich von Störungszonen auf.

II.1.3.3.1
Bruchtektonik

Es gilt heute als gesichert, daß nahezu alle großen schollenbegrenzenden Querstörungen (Abschiebungen und Blattverschiebungen) im Steinkohlengebirge sich in die Schichten des Deckgebirges fortsetzen, wenn auch im Regelfall mit weitaus geringerem Verwurfsmaß (s. Anl. II.1/3.1 bis II.1/3.12, II.1/4).



Vereinfachter Schnitt durch das Deckgebirge des Ruhrkarbons von Süden nach Norden.



Vereinfachter West-Ost-Schnitt durch das Deckgebirge der Bergbauzone.

Im Bereich des Perm/Trias-Deckgebirges im westlichen und nordwestlichen Teil des Untersuchungsraumes sind die Auswirkungen der Bruchtektonik im Deckgebirge am stärksten. Hier sind an einigen Sprüngen Verwurfsbeträge um 200 m in Perm und Trias nachgewiesen (s. Anl. II.1/3.1.1). In der Kreide werden nur selten Verwurfshöhen von 20 m bis 30 m überschritten und im Tertiär ist das Verwurfsmaß noch geringer (meist <10 m), so daß im Einzelfall unter den gegebenen Aufschlußverhältnissen oft nicht entschieden werden kann, ob unterschiedliche Höhenlagen auf geringfügige Änderungen des Schichteinfallens oder auf Bruchtektonik zurückzuführen sind.

Die sowohl das Steinkohlengebirge als auch das Deckgebirge durchsetzenden tektonischen Elemente weisen eine komplizierte, 4-phasige Genese auf.

Die Brüche sind jünger als die Faltung des Steinkohlengebirges. Sie entstanden während eines Zeitabschnittes, der die jüngste Karbon-Stufe (Stephan) und das Rotliegende umfaßt (**Phase 1**). Vor Beginn der Zechstein-Sedimentation hatten sich die Gräben, Staffeln und Horste im Steinkohlengebirge bereits herausgebildet.

Gleichartiger lithologischer Aufbau der Schichten und gleiche Mächtigkeit sich entsprechender stratigraphischer Einheiten des Zechsteins und der Trias bezeugen das weitgehende Fehlen syngenetischer bruchtektonischer Bewegungen. Erst während der Jura- und der Unterkreide-Zeit, möglicherweise auch schon in der späten Trias beginnend, tieften sich dann die Karbon-Gräben weiter ein (**Phase 2**).

Gleichzeitig begann wieder eine flächenhafte Abtragung der Sedimente. In den abgesunkenen Grabenschollen blieben die Zechstein- und Trias-Schichten in größerer Mächtigkeit erhalten und ihre heutige Verbreitungsgrenze (Erosionsgrenze) springt dort weiter nach Süden vor. Die Verbreitungen von Zechstein und Buntsandstein sind weitgehend identisch. Infolge der Abtragung setzt der Buntsandstein auf den einzelnen Schollen erst jeweils etwa 1 km bis 2 km nördlich der Zechstein-Verbreitung ein.

Während der Ablagerung der Kreide-Sedimente (Alb bis Campan) folgt dann wieder ein tektonisch ruhigerer Abschnitt. Danach, etwa an der Wende Kreide/Tertiär (zwischen Campan und Oligozän) leben die meisten Störungen erneut auf (**Phase** 3), jedoch mit geändertem Beanspruchungsplan. Im Regelfall zeichnen sich die Karbon- bzw. Zechstein- und Trias-Gräben durch eine Hochlage der Kreide-Schichten aus, d.h. die Karbon- bzw. Zechstein- und Trias-Gräben entwickeln sich durch Bewegungsumkehr zu Kreide-Horsten (Anl. II.1/4). Diese Inversionsbewegungen dominieren im westlichen Ruhrgebiet, etwa bis zum Blumenthalsprung. Weiter östlich sind ungefähr die Hälfte der Sprünge Umkehrverwerfungen. Diese Umkehr der Bewegungsrichtungen ist jedoch in der Kreide nicht mit dem Auftreten von Einengungsformen verbunden, sondern es liegen auch hier, wie in den älteren Formationen, Abschiebungen vor, allerdings z.T mit im Vergleich zum Liegenden geänderten Einfallsrichtungen (s. Anl. II.1/3.1, II.1/3.3).

Darüberhinaus hat sich im östlichen Ruhrgebiet, besonders im Bereich der Bergwerke Westfalen und Radbod, ein von der Bruchtektonik im Karbon unabhängiges System von Spezialgräben in den Kreideschichten gebildet (Anl. II.1/3.5.2, II.1/3.7). Diese Abschiebungen verlaufen parallel zu den karbonischen Faltenachsen. Sie klingen noch oberhalb der Karbon-Oberfläche aus. Das Steinkohlengebirge ist von diesen Brüchen nicht betroffen . Umkehrverwerfer sind aus diesem Raum nicht bekannt.

Die in den verliehenen Grubenfeldern jüngsten tektonischen Bewegungen lassen sich nur im Bereich der Tertiär-Überdeckung nachweisen (Anl. II.1/3.1.1). Sie verlaufen wieder gleichsinnig mit denen im Karbon, im Perm und in der Trias. Sie fanden im Jungtertiär (post-oligozän) statt (**Phase 4**). Es ist zu erwarten, daß auch die Quartär-Schichten geringfügig noch verworfen sind, jedoch liegen hierfür aus dem Untersuchungsraum keine sicheren Hinweise vor.

II.1.3.3.2
Einsturzbildungen

Neben der dargestellten Entwicklung der Bruchtektonik sind es vor allem halokinetische Vorgänge (Salzakkumulation und -subrosion), welche die Lagerungsverhältnisse des Deckgebirges im Bereich der Zechstein-Verbreitung im Westen und Nordwesten wesentlich überprägten. Von echten tektonischen Bewegungen sind sie oft nicht sicher abzugrenzen.

Spätestens zu Beginn der Jura-Zeit lag das Steinsalz unter einer Sediment-Überdeckung von minimal 700 m und begann mobil zu werden. In den Hochlagen entstanden Salzkissen, in die aktiven Störungszonen drang Steinsalz ein und es bildeten sich Salzkeile sowie zumindest Vorstufen von Salzstöcken aus. Später, größtenteils jedoch noch vor Ablagerung der Kreide-Sedimente wurde das Salz in diesen Strukturen, südlich der heutigen Verbreitungsgrenze (s. Anl. II.1/6) darüber hinaus aber auch flächenhaft abgelaugt, im Bereich der "Salzstöcke" bildeten sich Subrosionssenken aus, in welche die Hangendschichten hineinsackten oder -glitten. Dies führte örtlich zu erheblichen Lagerungsanomalien wie z.B. im Bereich des Schachtes Hünxe des Bergwerks Lohberg (s. Abb. II.1/6), wo steil aufgerichteter Muschelkalk diskordant über dem tieferen Zechstein, dem Liegenden des ehemals vorhandenen Salzlagers ansteht.

Auch die flächenhafte Salzsubrosion ist heute in den Gesteinen des Zechsteins in Form von "Einsturzbrekzien" und durch ein extrem ausgeprägtes, lithologie-abhängiges Trennflächengefüge dokumentiert.

Mit Beginn der Kreide-Zeit war jedoch der Vorgang der Salzsubrosion nicht vollkommen abgeschlossen. Einzelne Hinweise, wie aus seismischen Bildern bekannte Lagerungsanomalien der Tertiär-Schichten, Funde von Rheinkiesen (Erdfall-Schlote) in Teufen über 100 m und erdfallartige Geländedepressionen in der Rheinaue, im Bereich des heutigen Salzhanges deuten daraufhin, daß - örtlich begrenzt - die Subrosion von Steinsalz andauert.

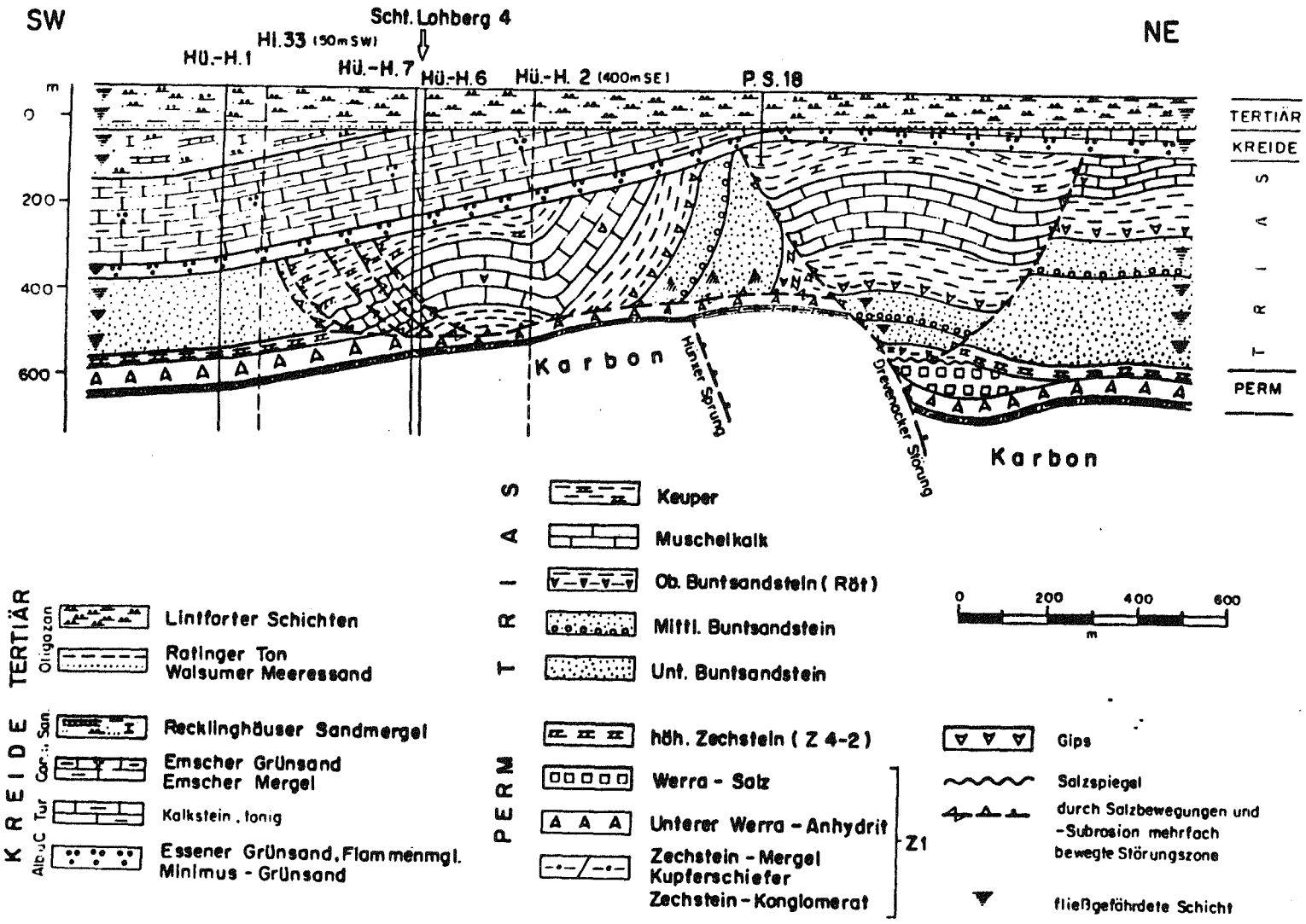


Abb. II.1/6 Lagerungsanomalie des Deckgebirges im Bereich des Schachtes Lohberg

II.1.3.3.3
Faltungstektonik

Im nördlichen Teil der Bergbauzone und in den Reserveräumen zeigen sowohl die Karbon-Oberfläche wie auch die Kreideschichten eine meist sehr flache Wellung, deren Achsen vermutlich parallel zu den karbonischen Faltenachsen verlaufen. Generell wird das Einfallen der Schichten im Bereich der südlichen Sattelflanken flacher und versteilt sich an den Nordflanken. Teilweise ist in den südlichen Sattelflanken sogar ein geringer Anstieg der Deckgebirgsbasis nach Norden festzustellen.

Besonders signifikant ist diese Situation im Bereich des Dorstener Sattels im mittleren Ruhrgebiet (Bergwerke Auguste Victoria, General Blumenthal, Feld Hohe Mark; s. Anl. II.1/3.6.1, II.1/4). Hier zeigt sich im Bereich der Lippe Mulde eine deutliche Einmuldung der Deckgebirgsbasis und der Kreide-Schichten. An der Südflanke des Dorstener Sattels steigen die Schichten nach Norden um etwa 200 m an.

Im Bereich der Lippe Mulde sind auch die bekannten Wulfener, Dorstener und Bottroper Kreidemulden angeordnet (Anl. II.1/3.4.1, II.1/3.6.1) die anhand der Verbreitung der Bottroper Schichten auskartiert wurden (BREDDIN 1929).
Die inselartige Verbreitung dieser Schichten ist auf die Überlagerung bruchtektonischer Elemente (Heraushebung und Abtragung der Bottroper Schichten auf den Kreide-Horsten) mit der jungen postkretazischen Eintiefung der karbonischen Lippe-Mulde zurückzuführen.

II.1.3.4
Gasführung

Im östlichen Teil des niederrheinisch-westfälischen Steinkohlengebirks und des südlichen Münsterlandes, etwa östlich einer Linie Gelsenkirchen - Bochum treten im Poren- und Kluftraum des Oberkreidedeckgebirges vielfach Methan, z.T. auch höhere Kohlenwasserstoffe, auf (HOLLMANN et al. 1978, HOLLMANN u. SCHÖNE-WARNEFELD 1982). Tagesnahe Ausgasungen sind seit Jahrzehnten auch nördlich des durch den Steinkohlenbergbau erschlossenen Gebietes bekannt. In Abhängigkeit von der Ausbildung und Wasserführung der Lockergesteinsüberlagerung bzw. der obersten Verwitterungsdecke des Kreidedeckgebirges wird das Gas örtlich bei Baumaßnahmen und Bohrungen angeschnitten.

Gegenüber der früheren Annahme, daß es sich um Methan handele, das aus dem Steinkohlengebirge am Ort bis zutage durch das Deckgebirge durchströmt, ist heute davon auszugehen, daß das Gas überwiegend im Zuge einer jüngeren Inkohlungsphase des Karbons im Nordosten gebildet wurde, von dort seitlich (horizontal) in das Deckgebirge, vor allem in das klüftige Cenoman/Turon, einwanderte und hier gespeichert ist. Die jüngere Entstehung des Gases ist durch Isotopenuntersuchungen belegt und wird z.Z. in einem Forschungsvorhaben weiter verfolgt.

Durch Abbaueinwirkungen kann aber örtlich (und zeitlich begrenzt) eine verstärkte Gaswegigkeit im höheren Deckgebirge geschaffen werden. Das tiefere Deckgebirge (Emscher Mergel) zeigt im Bereich von Störungen unter bergbaulicher Einwirkung lokal eine Gasführung. Lediglich in den dem Steinkohlengebirge direkt aufliegenden Schichten des Cenoman und Turon wurden, allerdings nur im südlichen

Verbreitungsgebiet, teilweise erhebliche Ausgasungen festgestellt. Im Steinkohlengebirgs selbst ist eine Abnahme der Gasführung mit Abnahme der Teufe (= Zunahme des Abstandes zum Abbau) belegt, wobei im mittleren Revier sprunghafte Zunahmen im Bereich der Karbonoberfläche unter den Schichten von Cenoman und Turon festgestellt wurden.

II.2
Hydrogeologie

II.2.1
Allgemeines

Bei der hydrogeologischen Beurteilung von Gesteinen, besonders im Hinblick auf ihre Gliederung in Grundwasserleiter und -nichtleiter, spielen die Wasserdurchlässigkeit (ausgedrückt durch den Durchlässigkeitsbeiwert k_f) und die Porosität (ausgedrückt durch den prozentualen Anteil des Porenraumes) eine wesentliche Rolle.

Bei Lockergesteinen stehen Porosität und Durchlässigkeit meist im umgekehrten Verhältnis zueinander. So besitzen feinkörnige Gesteine (Tone und Schluffe) zwar ein großes Porenvolumen und somit eine erhebliche Wasseraufnahmefähigkeit, das effektive Porenvolumen aber, in dem die Fließvorgänge des Grundwassers stattfinden, ist sehr gering. Die Wässer sind größtenteils als Haft- und Kapillarwasser gebunden. Größere Wasserdurchlässigkeiten sind bei den grobkörnigen Gesteinen (Sand, Kies), die bei allgemein geringerem Porenvolumen eine hohe nutzbare Porosität besitzen, vorhanden. Sie sind Porengrundwasserleiter.

Durch diagenetische Verfestigung der Lockergesteine werden die Porositäten besonders von feinkönigen Gesteinen erheblich verringert (von über 80 % auf < 10 %).

Bei den sandigen Gesteinen ist die Porositätsabnahme im allgemeinen in Abhängigkeit vom Korndurchmesser und der Kornform geringer. Die Verringerung der Porosität erfolgt in sandigen Sedimentgesteinen durch Mineralneubildung im offenen Porenraum, die zur teilweisen oder vollständigen Zementation führt. Sie ist vor allem druck- und temperaturabhängig.

Dies bedeutet, daß ältere und tiefer versenkte Gesteine aufgrund der diagenetisch-chemischen Prozesse im allgemeinen eine geringere Porosität und Permeabilität aufweisen als jüngere. Diese, auf das kleine Volumen im Kornbereich beschränkte Permeabilität wird als **Gesteinsdurchlässigkeit** bezeichnet. Sie ist im wesentlichen maßgeblich für unverfestigte Lockergesteine.

Die Festgesteine unterliegen in ihrer geologischen Entwicklungsgeschichte vielfach einer tektonischen Deformation, wobei die Schichten entweder gefaltet werden oder der ursprüngliche Verband durch Störungen verändert wird. Dabei kommt es zur Öffnung des latent vorhandenen Trennflächen-Gefüges und zur Bildung neuer Kluftflächen, die zur Auflockerung des ursprünglichen Gesteinsverbandes bzw. des Gebirgskörpers führen.

Sandige Gesteine, die auf die mechanische Beanspruchung bruchhaft reagieren, weisen eine intensivere Zerklüftung auf als plastisch verformbare Gesteinstypen (tonreiche Gesteine). Zusätzlich kommt es bei Entspannungsvorgängen, z.B. in Oberflächennähe, zur Bildung von Auflockerungszonen. Diese Gesteine führen Wasser vor allem auf den offenen Trennfugen und Klüften. Man nennt sie Kluftgrundwasserleiter.

Betrachtet man nicht die Wasserdurchlässigkeit im kleinräumigen Bereich (Gestein), sondern im größeren Volumen eines Gebirgskörpers, spricht man von **Gebirgsdurchlässigkeit**.

Bei Lockergesteinen wird die Wasserdurchlässigkeit von dem vorhandenen durchflußwirksamen Porenvolumen und damit im wesentlichen von der Gesteinsdurchlässigkeit bestimmt. Bei den Festgesteinen muß zwischen Gesteins- (Kleinbereich) und Gebirgsdurchlässigkeit (Großbereich) unterschieden werden; während die erstere aufgrund der geringen durchflußwirksamen Porosität meist sehr klein ist, kann letztere, vor allem abhängig von der tektonischen Beanspruchung bzw. der Bildung von offenen Kluft- hohlräumen und Schichtfugen, selbst in undurchlässigen Tonsteinen z.T. relativ groß sein.

In der untersuchten Schichtenfolge treten sowohl stark diagenetisch verfestigte Festgesteine (Karbon, älteres Deckgebirge) als auch nur schwach verfestigte jüngere Decksedimente (Oberkreide-Tertiär) bis hin zu unveränderten Lockergesteinen (vor allem Tertiär-Quartär, aber auch Buntsandstein) auf. Sie weisen unterschiedliche hydraulische Eigenschaften auf, die im folgenden beschrieben werden.

II.2.2
Steinkohlengebirge

Die hydrogeologischen Verhältnisse im bergbaulich nicht berührten (unverritzten) Steinkohlengebirge unterscheiden sich maßgeblich von denen des durch den Steinkohlenbergbau überprägten (verritzten) Gebirges.

II.2.2.1
Unverritztes Steinkohlengebirge

Die unverritzten Gesteine des Oberkarbons besitzen allgemein ein geringes durchflußwirksames Porenvolumen. In Sandsteinen beträgt es durchschnittlich 1 % bis 3 %, in Schiefertonen und sandigen Schiefertonen liegt es meist unter 1 %. Damit sind auch die Gesteinsdurchlässigkeiten sehr niedrig. Nach Untersuchungen von HEITFELD (1965) weisen die karbonischen Gesteine des Sauerlandes folgende Gesteinsdurchlässigkeiten auf:

Gesteinstyp	Gesteinsdurchlässigkeit k_f-Wert (m/s)
Sandstein	von $2{,}9 \cdot 10^{-14}$ bis $6{,}0 \cdot 10^{-13}$
Tonsteine	von $4{,}6 \cdot 10^{-15}$ bis $2{,}8 \cdot 10^{-13}$

In dem vom Land NW geförderten F+E-Vorhaben "Wasserdurchlässigkeit" wurden von WBK k_f-Werte an Bohrkernen von Karbongesteinen des Ruhrreviers bestimmt. Dabei wurden speziell Sandsteine und Konglomerate der jüngeren Oberkarbon-Schichten (Horster- und Dorstener Schichten) untersucht. Sie weisen im Gegensatz zu den älteren oberkarbonischen Sandsteinen Porenvolumen von über 10 % auf. Es wurden folgende Gesteinsdurchlässigkeiten ermittelt:

Stratigraphische Einstufung	Gesteinsdurchlässigkeit (k_f-Wert in (m/s)	
	Sandsteine	Konglomerate
Dorstener Schichten	$8 \cdot 10^{-9}$ bis $3 \cdot 10^{-11}$	$1 \cdot 10^{-7}$ bis $1 \cdot 10^{-9}$
Horstener Schichten	$8 \cdot 10^{-9}$ bis $2 \cdot 10^{-11}$	$6 \cdot 10^{-9}$ bis $2 \cdot 10^{-9}$

Danach spielt die porositätsbedingte Gesteinsdurchlässigkeit für die Bewegung des Grundwassers im unverritzten Steinkohlengebirge praktisch keine Rolle. Die o.a. Meßergebnisse zeigen darüber hinhaus, daß zwischen den Gesteinsdurchlässigkeiten für Sandsteine, Sandschiefer und Schiefertone keine nennenswerten Unterschiede bestehen (vgl. Kap. II.6.2).

Durch die tektonische Beanspruchung des Gesteinskörpers (Faltung, Störungen) rissen die diagenetisch vorgezeichneten Schichtfugen und Klüfte auf. Innerhalb der **Schiefertone** wurde dabei ein dichtes Kluftnetz geschaffen, das aber im Gegensatz zu dem weitständigeren Klüftesystem der Sandsteine wesentlich geringere Öffnungsweiten aufweist. Dadurch besitzen diese siltig-tonigen Schichten oft einen gegenüber den Sandsteinen erhöhten Durchflußwiderstand. Sie können zu einer hydraulischen Trennung von wasserführenden Sandsteinhorizonten führen.

In den **Sandsteinen** ist dagegen das Kluftsystem nicht so engständig ausgebildet, die Klüfte weisen aber z.T. erheblich größere Öffnungsweiten auf. Dadurch wird eine erhöhte Wasserwegsamkeit besonders der mächtigen Sandsteine und ein ausfließbarer Grundwasservorrat erzeugt.

In Tagesnähe bzw. im Ausbißbereich des südlichen Reviers sind die Schichten durch Verwitterung aufgelokkert und wasserführend. Vor allem aus den Sandsteinen wird z.T. heute noch Grundwasser aus Haus- und Mineralwasserbrunnen entnommen.

II.2.2.2
Verritztes Steinkohlengebirge

Durch den Steinkohlenbergbau, der sich vom Ausbiß des kohleführenden Karbons an der Ruhr heute bis in den Bereich der Lippe in Tiefen bis zu 1500 m vorgearbeitet hat, werden die hydrogeologischen Gegebenheiten entscheidend beeinflußt bzw. verändert (vgl. Kap.II.5).

Durch die Abbaueinwirkungen wird der natürliche Gesteinsverband in den hangenden Nebengesteinen des jeweils gebauten Flözes weitgehend gestört. Die vorhandenen Trennfugen können durch diese Vorgänge geschlossen oder meistens stärker geöffnet werden. Damit wird die Wasserwegsamtkeit des Steinkohlengebirges überwiegend erhöht und dem Wasser der Weg in tiefere Grubenbaue freigegeben. So kann ein abwärts in tiefere Flöze geführter Abbau die Wässer der hangenden Schichten jeweils mitziehen.

Das betrifft zum einen die Niederschlagswässer, die im deckgebirgsfreien Steinkohlengebirge versickern, zum anderen - falls vorhanden - Deckgebirgswässer aus den tieferen Gebirgspartien (Turon), die bei deckgebirgsnahem Kohleabbau im Grubengebäude gelöst werden können. Von besonderer Bedeutung sind dabei **mächtigere Sandsteinpakete**, die eine erhöhte Gebirgsdurchlässigkeit aufweisen, wie z.B. die im südlichen Revier zutage tretenden, z.T. konglomeratischen Sandsteine der Sprockhöveler-, Wittener- und Bochumer Schichten (Sandsteine der Flözgruppen Senksbank, Wasserbank, Kreftenscheer, Finefrau, Girondelle, Sonnenschein, Wasserfall und Röttgersbank). In Abhängigkeit von Mächtigkeit, Trennflächengefüge und bergbaulichen Einwirkungen schwanken die aus diesen Gesteinen den Grubenbauen zusitzenden Wassermengen zwischen Tropfwasser und starken Zuflüssen bis zu mehreren 100 l/min. Dabei wurden auch Dauerzuflüsse geschaffen, die sowohl aus dem Deckgebirge (Ausstrich der Sandsteine an wasserführenden Deckgebirgsschichten) als auch über Störungen regenerieren.

Aber nicht nur bei den Sandsteinen, sondern auch bei Schiefertonen und sandigen Schiefertonen zeigen sich durch Abbaueinwirkungen im Vergleich zum unverritzten Gebirge erhöhte Wasserwegsamkeiten.

Daneben kommt als Grundwasserleitern auch den tektonisch angelegten **Querstörungen** eine erhebliche Bedeutung zu. Diese haben teilweise mehrere 100 m Seigerverwurf (z.B. Tertius: 750 m, Quintus: 1000 m) und bauen mit ihren Begleitstörungen Zerrüttungszonen bis zu 100 m Breite auf. In diesen Störungszonen ist das Gesteinsmaterial häufig "zermahlen".

Bei Störungen in mächtigen Sandsteinpartien bilden sich oft Brekzien aus, die in erheblichem Maße offene Klüfte aufweisen können. Beim Durchörtern solcher Störungsbereiche wurden und werden vielfach Wassermengen bis zu mehreren m^3/min gelöst. Diese großen Querstörungen können in das Deckgebirge durchsetzen und ggf. eine vorgezeichnete hydraulische Verbindung zu den Grundwasserleitern im Deckgebirge besitzen. Durch deckgebirgsnahen Abbau kann diese Wasserwegigkeit aktiviert werden und aufgrund der damit einhergehenden Regenerationsmöglichkeit zu Dauerzuflüssen führen (z.B. Bergwerk Minister Achenbach, Ostfeld, Abbau Flöz Zollverein 7, durchschnittlich 1,2 m^3/min).

Andererseits wurden beim Durchörtern von Störungszonen in größeren Teufen aufsteigende hydrothermale Wässer (Temperaturen bis über 60° C) erschlossen. Als Beispiel sei hier das Anfahren des Köhler-Ganges, des vererzten Teiles des Blumenthaler Hauptsprunges (Gewerkschaft Auguste Victoria, Marl), im Jahre 1930 genannt. Dabei kam es zu einem Wassereinbruch, der anfänglich ein Wasserzufluß von 12 m^3/min erbrachte, der nach relativ kurzer Zeit auf 1,8 m^3/min zurückging und sich heute auf ca. 1 m^3/min eingependelt hat.

Aufgrund der bergbaulich bedingten, erhöhten Gebirgsdurchlässigkeiten wird beim Abbau sowohl in Annäherung an das Deckgebirge als auch an größere wasserführende Störungszonen ein ausreichender Sicherheitsabstand eingehalten, um das Eindringen von Grundwässern in die Grubenbaue möglichst gering zu halten. Die in heutigen produktiven Abbaubereichen zusitzenden geringen Mengen geogener Grubenwässer sind ein deutlicher Hinweis für die guten hydraulischen Barrierewirkungen des Steinkohlengebirges gegenüber Wässern aus dem Deckgebirge und aus Störungszonen auch unter Abbaueinwirkungen (siehe auch Abschn. II.6).

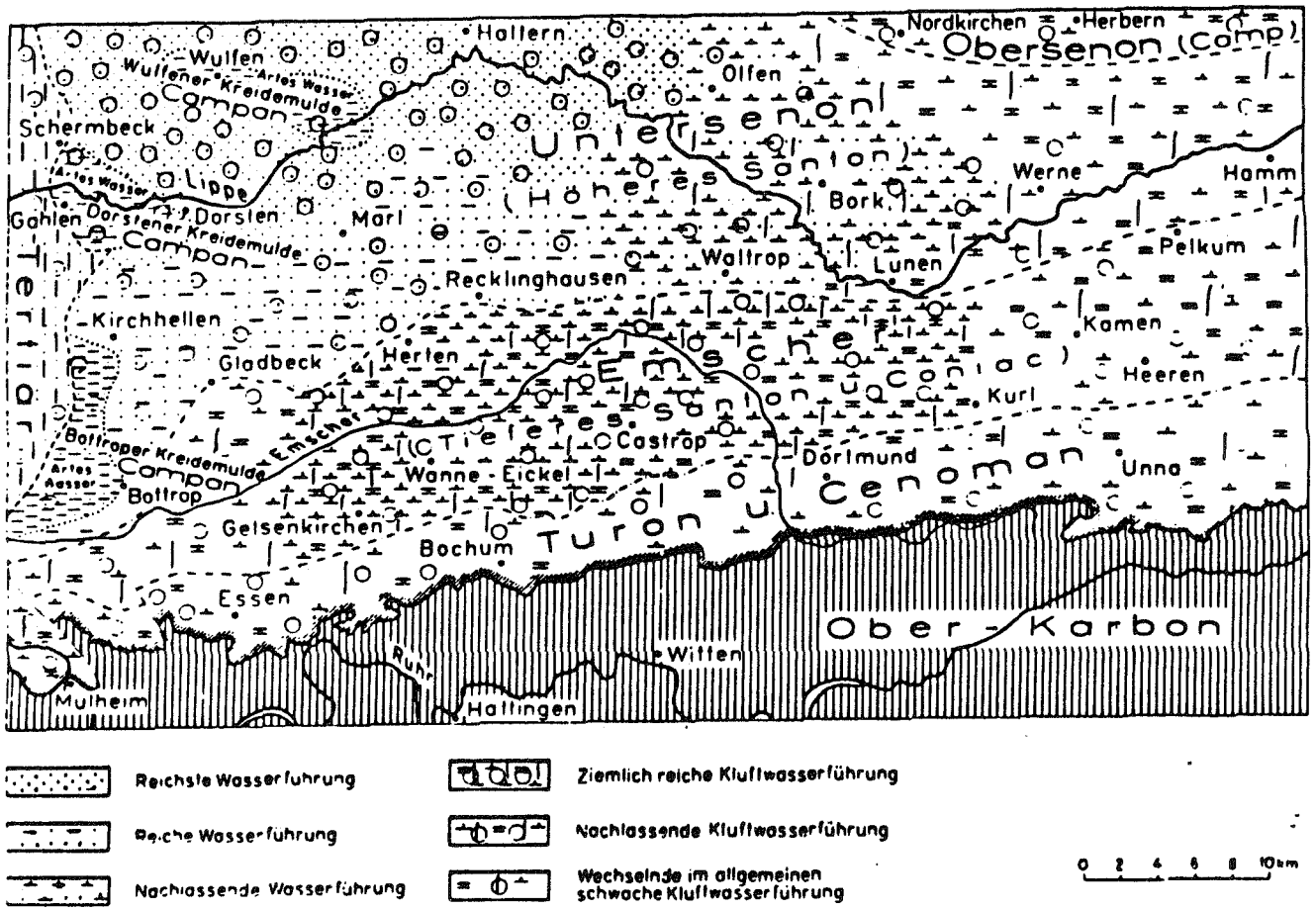
II.2.3
Deckgebirge

Bedingt durch den unterschiedlichen geologischen Aufbau des Westfälischen Raumes (Münstersches Kreide-Becken im **Ostteil**) und des Niederrheins (Niederrheinisches Zechstein- und Tertiär-Becken im **Westteil**) weichen auch die hydrogeologischen Verhältnisse in diesen Gebieten (Abb. II.2/1) erheblich voneinander ab.

II.2.3.1
Ostteil: Bereich des Kreidedeckgebirges

Im gesamten östlichen und mittleren Ruhrgebiet, wo die Kreideschichten - teils unter Quartär-Überdeckung - zu Tage ausstreichen, liegen in Abhängigkeit von der lithologischen Ausbildung der einzelnen Stufen in den tagesnahen Bereichen sehr unterschiedliche hydrogeologische Verhältnisse vor (s. Anl. II.1/4).

Im Bereich der breiten, vorwiegend Ost-West verlaufenden Ausstrichzone des **Emscher-Mergels** ist ein bis um 50 m unter Flur hinabreichender Kluftwasserhorizont ausgebildet. In größeren Teufen ist der Emscher-Mergel grundwasserfrei. Diese Aussage basiert auf einer großen Zahl von Abteufschächten und Tiefbohrungen die - im unverritzten Gebirge - alle den Emscher-Mergel in Teufen unterhalb ca. 50 m unter Geländeoberkante ohne Wasser anzutreffen, durchsunken haben (WOLANSKY 1957). In den Schächten werden zwar die Zuflüsse durch Auflockerung des Gebirges beim Teufen tiefer hinabgezogen, jedoch



Süßwasserführung in der Oberkreide des Ruhrgebietes.

Geologisches Institut der Westfälischen Berggewerkschaftskasse, Bochum. Bearbeiter: Dr. Dora Walensky 1965

können diese Zuflüsse durch geeignete Maßnahmen abgedichtet werden. Für größere Teufen ist - im Gegensatz zu den tagesnahen Bereichen - ein wasserdichter Ausbau im Emscher-Mergel nicht erforderlich. Das gilt auch für tektonisch gestörte Bereiche.

Vergleichbare hydrogeologische Verhältnisse liegen auch in den isolierten Kreidemulden im Nordwesten vor, in denen die **Bottroper-Mergel** anstehen (Abb. II.2/1). Auch sie haben, wie der Emscher-Mergel, stauende Eigenschaften, wenn sie in größerer Mächtigkeit anstehen. Unter dem Bottroper-Mergel sind die Wässer in den **Halterner-** bzw. **Osterfelder Sanden** gespannt; örtlich, in Tallagen, laufen sie sogar artesisch aus (z.B. Gahlener Brunnen).

Nördlich des ausbeißenden Emscher-Mergels streichen im Osten kalkig-mergelige, weiter westlich sandig-mergelige Gesteine, die **Recklinghäuser Sandmergel**, aus, in denen ebenfalls Kluftgrundwasser auftritt. Bei höherer Ergiebigkeit reicht hier die Grundwasserführung in größere Teufen bis um 150 m hinab. Zu diesem Typ der sandig-mergeligen Kluftgrundwasserleiter gehören auch die **Gründsande** des **Turon** und **Coniac/Santon**, die im Westen und Südwesten im Liegenden des Emscher-Mergels ausbeißen.

Nördlich der Recklinghäuser Sandmergel stehen die **Halterner Sande** sowie nach Westen anschließend die **Osterfelder Sande** an. Sie bilden ein großes zusammenhängendes Areal und sind als Porengrundwasserleiter entwikkelt. Für die Trinkwasserversorgung des Ruhrgebiets sind sie von besonderer Bedeutung (vgl. Kap. II.2.4). In ihrem Liegenden reicht dieser bedeutende Grundwasserhorizont noch in die Recklinghäuser Sandmergel hinein.

Im Süden und Südosten streichen die **klüftigen Kalksteine des Turon/Cenoman** zu Tage aus (Abb. II.2/1, Anl. II.1/7). Durch Lösung von Kalk sind die Klufthohlräume spaltenartig erweitert, so daß diese Schichten zumindest bereichsweise als Karstgrundwasserleiter ausgebildet sind (KARRENBERG 1974, STRUCKMEIER 1990 u.a.).

Zwischen den angeführten wasserführenden Schichtenkomplexen bestehen im Ausbißbereich hydraulische Verbindungen. Sie bilden gemeinsam mit den oberflächennah im Emscher-Mergel auftretenden Kluftgrundwässern das sehr heterogen entwickelte **Obere Grundwasserstockwerk**. Über die genannten Kreide-Wässer hinaus sind auch alle in diesem Raume auftretenden Quartär-Grundwässer dem Oberen Grundwasserstockwerk zuzurechnen, wenn sie auch - insbesondere über dem Emscher-Mergel - durch einen oberflächennahen tonigen Verwitterungslehm meist von den Kreide-Wässern hydraulisch getrennt sind.

Die Wässer des Oberen Grundwasserstockwerks sind generell gering mineralisiert und haben allgemein Süßwassercharakter. Es treten aber im basalen Teil des oberen Stockwerks auch schon salzreichere Wässer (> 1000 mg/l NaCl) auf (WOLANSKY 1953, MICHEL 1963, COLDEWEY u. SCHÖPEL 1981 u.a.). Ihr Vorhandensein ist nur in Einzelfällen, z.B. in Wasserproben aus Abteufschächten analytisch nachgewiesen. Aus den in zahlreichen Explorationsbohrungen durchgeführten geophysikalischen Bohrlochmessungen ist jedoch eine weite Verbreitung salzreicher Wässer im basalen Teil des Oberen Grundwasserstockwerks abzuleiten. Nach diesen Erkenntnissen liegt die Grenze Salzwasser/Süßwasser für den Gesamtbereich in Teufen zwischen etwa 50 m und rd. 200 m und damit erheblich höher als von MICHEL (1963) angegeben, der diese Grenze an der Basis des Emscher-Mergels annimmt (vgl. Kap. II.3.4).

Überall dort, wo der Emscher-Mergel in größeren Mächtigkeiten (> ca. 100 m) zu Tage ausbeißt oder im Untergrund ansteht, d.h. in der gesamten heute betriebenen Bergbauzone, in großen Teilen des Stillstandsbereichs sowie in den nördlichen Reserveräumen, bildet er die grundwassertrennende Schicht. Aufgrund seiner geringen Durchlässigkeit und durch seine hohen Mächtigkeiten stellt er eine Barriere zwischen dem Oberen Grundwasserstockwerk in seinem Hangenden bzw. seinen tagesnahen Bereichen und den in seinem Liegenden entwickelten Unteren Grundwasserstockwerk dar. Im Bereich größerer Störungszonen, die in das Deckgebirge hinaufreichen, kann es zum Aufstieg von tieferen Grundwässern kommen, die lokal zur Aufsalzung des Oberen Grundwasserstockwerkes führen können (BAECKER 1953, STRUCKMEIER 1990).

Das **Untere Grundwasserstockwerk** umfaßt die kalkreichen Schichten des Turon und Cenoman und schließt in weiten Teilen oberhalb des Steinkohlengebirges auch die basalen grünsandigen Kreide-Schichten, die nur im Raum Bochum-Gelsenkirchen-Essen schwer durchlässig sind, mit ein. Die auftretenden Wässer zirkulieren auf Klüften oder Schichtfugen, sind allgemein hoch mineralisiert (s. Abschnitt II.3.4) und können unter einem nahezu der Teufe entsprechenden hydrostatischen Druck stehen. Insbesondere östlich des Bergwerks Haard ist von guter Wasserwegsamkeit dieses Kluftgrundwasserleiters auszugehen. Beim Abteufen verschiedener Schächte und beim Niederbringen von Bohrungen wurden mehrfach spaltenförmig erweiterte Klufthohlräume nachgewiesen. Wassereinbrüche in Schächten oder bei deckgebirgsnahem Abbau von Kohle ließen hydraulische Zusammenhänge über mehrere Kilometer Entfernung in horizontaler Erstreckung sowie auch zum Steinkohlengebirge im Liegenden erkennen.

Weiter nach Westen nimmt die Wasserwegsamkeit im Trennflächengefüge der Kalke deutlich ab. Offene, wasserführende Klüfte werden seltener oder fehlen nahezu vollkommen. Nur so ist zu erklären, daß die Bergwerke im mittleren Ruhrgebiet unter den Kalksteinen deckgebirgsnahen Abbau betreiben können, während weiter östlich eine Schutzschicht von etwa 100 m erhalten bleiben muß, um Zuflüsse aus dem Deckgebirge zu vermeiden.

Während im nördlichen Teil die beiden Grundwasserstockwerke durch die um 300 m bis 500 m mächtige hydraulische Barriere des Emscher-Mergels voneinander getrennt sind, nähern sie sich nach Süden - im Bereich der Ausstrichzone des Emscher- Mergels - einander an. Hydraulische Kontakte entstehen zumindest dort, wo die Mächtigkeit des Emscher-Mergels 50 m unterschreitet. Weiter südlich "verschmelzen" beide Grundwasserstockwerke miteinander.

Mit der Annäherung des Unteren Grundwasserstockwerks an die Geländeoberfläche nimmt die Mineralisation der Wässer kontinuierlich ab. Allerdings sind aus früheren Jahrzehnten Salzwasserquellen aus dem Hellweg-Tal bekannt, die heute wahrscheinlich auch durch bergbauliche Einflüsse versiegt oder ausgesüßt sind (HUYSSEN, 1855).

II.2.3.2
West-Teil: Bereich des Tertiär-, Kreide-, Trias- und Perm-Deckgebirges

Bedingt durch den im westlichen Ruhrgebiet stark wechselnden Deckgebirgsaufbau sind auch die hydrogeologischen Verhältnisse in den einzelnen Grubenfeldern bzw.

auf den verschiedenen tektonischen Schollen sehr unterschiedlich. Auf den Einzelschollen ergeben sich zusätzliche Änderungen der Hydrogeologie mit den nach Norden ansteigenden Deckgebirgsmächtigkeiten.

Grundsätzlich ist die "Barriere" Emscher-Mergel auch nahezu im gesamten Westteil vorhanden, jedoch ist ihre Wirksamkeit vor allem ganz im Südwesten - in der Stillstandszone - durch Ausdünnen der Schichten und stärkere Zunahme der Sandkomponente im Gestein geschwächt (WOLANSKY 1964, 1966) (Anl. II.1/3.1.1).

Dafür treten im Hangenden und im Liegenden des Emscher-Mergels zwischen einzelnen Grundwasserleitern verschiedene Grundwassernichtleiter auf (Zechstein-Salinar, Bottroper Mergel, Lintforter Schichten etc.) welche den fehlenden Emscher-Mergel als Barriere zumindest teilweise ausgleichen.

Nachstehend wird - vom Hangenden zum Liegenden - die vollständige Abfolge im Deckgebirge beschrieben, wie sie eigentlich nur in den Tiefschollen der nördlichen Reserveräume der Bergwerke Rheinland, Walsum und Lohberg sowie Prosper-Haniel angetroffen wird (s. Abbildung II.1/3). Auf den dazwischen liegenden Hochschollen und allgemein auch in südlicher Richtung werden - mit abnehmender Deckgebirgsmächtigkeit - die Trias- und-oder Perm-Schichten unvollständiger oder streichen unter Kreide sowie westlich des Rheins auch unter dem Tertiär aus (s. Anl. II.1/4 und westliche Schnitte).

Im Westen bilden die quartären Terrassensande und -kiese des Rheins einen ergiebigen Grundwasserleiter. Sie werden überwiegend von schwach bis sehr schwach durchlässigen Tertiär-Schichten unterlagert (Grafenberger und Lintforter Schichten). Die **Lintforter Schichten**, insbesondere ihr mittlerer, tonreicher Abschnitt und der **Ratinger Ton**, die als undurchlässig anzusprechen sind, bilden gemeinsam die stratigraphisch jüngste, oberste hydraulische Trennschicht.

Zur Teufe folgt der als Porengrundwasserleiter entwikkelte **Walsumer Meeressand** an der Tertiär-Basis. Nur im südwestlichen Zipfel des Stillstandsbereichs, wo der Walsumer Meeressand nicht ausgebildet ist, überlagert der Ratinger Ton direkt die älteren Deckgebirgsschichten bzw. das Steinkohlengebirge.

Im östlichen Teil der Tertiär-Verbreitung (etwa in Höhe des Bergwerks Prosper Haniel) bleiben die lithologischen und damit auch die hydraulischen Eigenschaften der Kreide-Gesteine - wie sie für den Ostteil gelten - noch erhalten. Beginnend im westlichen Feldesteil des Bergwerks Lohberg und in dem sich südlich anschließenden Stillstandsbereich verliert die Barriere Emscher-Mergel durch Übergang in wenig verfestigte Sandmergel und Grünsande und durch abnehmende Schichtmächtigkeiten in westlicher Richtung zunehmend an Wirksamkeit. Von einzelnen, rein sandig entwickelten Abschnitten abgesehen, sind die Kreide-Gesteine allgemein jedoch nur sehr schwach durchlässig.

Im Bereich der Trias-Verbreitung treten in Abhängigkeit von der Vollständigkeit der Abfolge mehrere verschiedene Grundwasserleiter auf, von denen der **Untere** und - soweit vorhanden - mit ihm zusammen der **Mittlere Buntsandstein** mit Abstand die bedeutendsten sind. Diese bis

um 300 m mächtige Schichtenfolge ist als kombinierter Poren- und Kluftgrundwasserleiter entwickelt. Im Marler Graben (Bergwerk Fürst Leopold/Wulfen) besteht die Folge aus einer Wechsellagerung von verfestigten Feinsand- und Ton-Schluffsteinen. Hier sitzen die Wässer vorwiegend auf Klüften zu. Allgemein sind die zu erwartenden Wassermengen nur gering, da die Sandsteinlagen sehr feinkörnig und immer wieder durch tonige Zwischenlagen oder dickere Ton-/Schluffstein-Bänke voneinander getrennt sind.

Weiter nach Westen wird - bedingt durch abnehmende Kompaktion und durch Kornvergröberung der Sandsteine - die Porenwasserführung dominierend. Durch Abnahme der Ton-/Schluff-Lagen und Zunahme des Porenanteils steigen die Durchlässigkeiten und damit die zusitzenden Wassermengen erheblich an.

Der **Obere Buntsandstein (Röt)** ist bergmännisch nur aus Einzelaufschlüssen bekannt. In ihm wurde keine Wasserführung angetroffen. Aufgrund seiner lateral sehr konstanten, tonigen Ausbildung ist er einschließlich des **Zechstein-Salinars** als Grundwasserstauer anzusprechen. In Teilen der nördlichen Reserveräume, wo das Röt flächenhaft verbreitet ist, stellt es eine wirksame "hydraulische Barriere" dar.

Über die Grundwasserführung der **höheren Trias** ist nur wenig bekannt. Die seltenen Aufschlüsse dieser Schichten in Explorationsbohrungen wurden hydrogeologisch nicht näher untersucht. In einem gestörten Bereich (s. Kap. II.1.3.3.2) wurden diese Schichten im Schacht Hünxe (Bergwerk Lohberg) durchteuft. Dabei konnten wenig ergiebige Kluftwasserzutritte in den karbonatreichen

Partien des Oberen Muschelkalks sowie in einzelnen Dolomit- bzw. Kalkstein-Bänken des Keupers und des Unteren Muschelkalks lokalisiert werden, während die tonreichen Partien des Keupers und des Mittleren Muschelkalks trocken durchteuft wurden.

Diese Beobachtungen wurden in den wenigen Explorationsbohrungen, die diese Folge antrafen, bestätigt.

Der **Zechstein** gilt allgemein im Bergbau als "gutartig", d.h. es wird bei deckgebirgsnahem Abbau von Steinkohle nicht mit Wassereinbrüchen oder mit Fließsandeinbrüchen in das Grubengebäude gerechnet.

Im unverritzen Gebirge bilden der **Kupferschiefer**, der **Zechstein-Mergel** zusammen mit dem dichten **Unteren Werra-Anhydrit** eine im Normalfall um 30 m, in Sonderfällen bis um 100 m dicke, wasserstauende Schichtfolge im Hangenden des Steinkohlengebirges. Kommt noch ein Salzlager hinzu, so verstärkt es die "Barriere" ebenso wie die Salztone im Hangenden sowie die um 15 m mächtigen Oberen **Zechstein-Letten**, die den Zechstein gegen den Aquifer Buntsandstein abgrenzen.

Ist das Salzlager subrodiert, so sind die Schichten im Hangenden zerbrochen, bereichsweise sogar als Einsturzbrekzie ausgebildet (das Liegende bleibt von diesen Vorgängen unbeeinflußt). In den verschiedenartigen Gesteinen des höheren Zechsteins bilden sich diese Einflüsse unterschiedlich ab: während die Subrosion in den Tonsteinen zu einem engständigen Flächengefüge (Harnischflächen im cm-Abstand) führt, zerbrechen die kompetenten Gesteine (Anhydrit/Gips, Dolomit) unterschiedlich intensiv (kleinstückig bis blockig). Bedingt durch plastisches bis pseudoplastisches Verhalten der Tonsteine bei Wasserzutritt und durch Überlagerungsdruck

schließt sich das Trennflächengefüge im Ton weitestgehend. In den kompetenten Gesteinen sind die Brekzien im Regelfall durch Anhydrit/Gips-Neubildungen intensiv verkittet. Auch in den Tonsteinen werden verbleibende Zwickel durch sekundären Gips oder Anhydrit geschlossen, so daß die abdichtende Wirkung der Zechstein-Schichten auch nach einer möglichen zwischenzeitlichen Auflockerung durch Subrosion in dem heute salzfreien Gebiet als gesichert anzunehmen ist.

Es ist jedoch nicht auszuschließen, daß auch heute am Niederrhein zumindest örtlich noch Salzsubrosion stattfindet (s. Kap. II.1.3.3.2), die zu einer Auflockerung der höheren Zechstein-Schichten führt. In jedem Fall bleibt jedoch der tiefere Zechstein im Liegenden des Werra-Salzes als hydraulische Trennschicht erhalten.

Die oben beschriebene hydrogeologische Situation im Zechstein gilt nur für den Bereich der "Normalfazies". Ausgenommen davon ist die **"Riff-Fazies"**, die das Zechstein-Becken am Ostrand (Teile der Grubenfelder der Bergwerke Prosper-Haniel und Fürst Lepold/Wulfen) umgrenzt. In diesen Räumen treten unregelmäßig verteilte Riff-Körper auf, die bereichsweise dem Steinkohlengebirge direkt auflagern (Anl. II.1/3.1.2).

Das Zechstein-Riff ist ein Kluft- bzw. Karstgrundwasserleiter mit guter Wegsamkeit. Wo das Riff an das Steinkohlengebirge grenzt, bestehen im Bereich von an der Karbonoberfläche ausstreichenden Sandsteinen wahrscheinlich hydraulische Verbindungen zum Steinkohlengebirge.

II.2.3.3
Regionales Fließsystem im Unteren Grundwasserhorizont

Nach MICHEL (1963) und KARRENBERG (1974) werden die Grundwässer des Cenoman-Turon im nördlichen Ausbißbereich der Münsterländer Kreidebucht (Teutoburger Wald) gespeist (Abb. II.2/2). Es entwickelt sich ein südwärts gerichteter Grundwasserstrom mit hochmineralisierten Wässern (vgl. Kap. II.3.4), die im südlichen Ausbißbereich (Hellweg) als Solen und Mineralwässer heute in Tiefbrunnen teilweise gewonnen werden. Vor Beginn des modernen intensiven Steinkohlenbergbaus flossen die Minderalwässer lokal in den "Hellwegquellen" zutage aus (HUYSSEN 1855). Durch die bergbaulichen Sümpfungsmaßnahmen hat sich heute in den südlichen Ausbißbereichen ein nordwärts gerichtetes Grundwasserfließen eingestellt.

Der mächtige Emscher Mergel, im Westen tonige Schichten des Zechsteins, der Trias, der Kreide und des Tertiärs bilden als effektive Grundwassernichtleiter eine Barriere zwischen den tiefen versalzenen und den oberflächennahen nutzbaren Grundwasserhorizonten aus. Im Osten werden lokal Tiefenwasseraufstiege im Bereich großer Störungen beschrieben, die zu lokaler Versalzung der oberen Grundwasserstockwerke führen. In den Ausbißbereichen am Südrand der Münsterländer Bucht sind lokal beide Stockwerke hydraulisch miteinander verbunden.

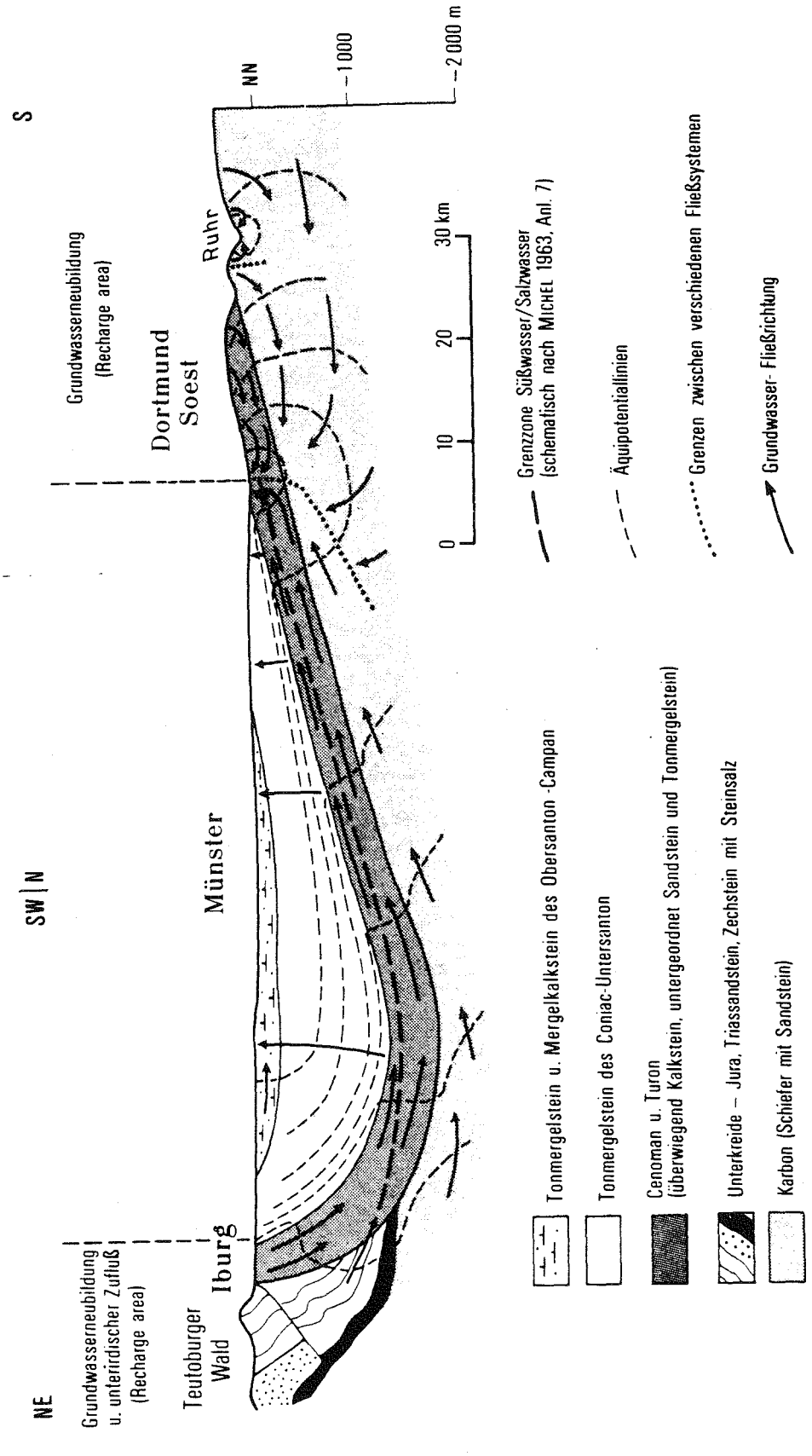


Abb. II.2/2 Schematisches hydrogeologisches Profil durch das Münsterländer Kreidebecken (aus MICHEL 1983)

II.2.4
Wassergewinnung/Wasserwirtschaft

Die Wassergewinnung des rheinisch-westfälischen Industriegebietes richtet sich nach dem geologisch-hydrogeologischen Aufbau des Untergrundes.

Die Schichtenfolgen des Karbons mit ihrer Wechsellagerung von Schiefertonen, Sandsteinen und Steinkohlenflözen ist nur für die örtliche Hauswasserversorgung von Bedeutung. Dies betrifft insbesondere das südliche Ruhrrevier, wo die wasserhöffigen Sandsteine zutage ausstreichen und somit eine Grundwasserregeneration in den oberflächennah aufgelockerten, klüftigen Gesteine gegeben ist.

Im Kreidedeckgebirge des zentralen Reviers, zwischen Ruhr und Lippe, übernehmen die Funktion der Grundwasserspeicher und -leiter die klüftig-mergeligen Schichten des Turon und der ca. 50 m mächtige oberflächennahe Verwitterungshorizont des Emscher Mergel. Die Klüftung dieser Schichten ist jedoch unterschiedlich stark ausgebildet und somit ist deren Wasserführung erheblichen Schwankungen unterworfen. Sie eignen sich nicht für eine großindustrielle Wassergewinnung. Hier stehen vor allem die Einzelwassergewinnung und Mineralbrunnen in den tieferen, versalzenen Horizonten im Vordergrund.

Anders ist die Situation bei den sandigen Ablagerungen des höheren Santons im Bereich der Lippe. Die Recklinghäuser Sandmergel besitzen in ihrer sandigen Ausbildung ein erhebliches nutzbares Porenvolumen. Die eingeschalteten Kalksandsteinbänke weisen zudem ein großes Kluftvolumen auf. Die Fazien der Haltener Sande ist genauso wie die Osterfelder Sande durch ein großes nutzbares Porenvolumen gekennzeichnet. Diese sandigen Ablagerun-

gen bilden eines der bedeutendsten Grundwasserreservoire für die Trink- und Brauchwassergewinnung des Reviers. Es wird u.a. durch große Wasserwerke der Gelsenwasser AG und der Rheinisch-Westfälischen Wasserwerke genutzt. Zusätzlich zu dem großen Dargebot qualitativ hervorragender echter Grundwässer wird aus dem Haltener Stausee eine Wassergewinnung auf der Basis der Grundwasseranreicherung in den Haltener Sanden betrieben.

Die größte Bedeutung für die Wasserwirtschaft des rheinisch-westfälischen Industriegebietes besitzen die kiesig-sandigen Niederterrassen-Ablagerungen von Rhein und Ruhr. Entlang dieser beiden Flüsse entstanden zahlreiche Wasserwerke. Die Grundwasserführung dieser Talablagerungen ist jedoch in hohem Maße von der Wasserführung des Vorfluters abhängig, was insbesondere auf das Ruhrtal zutrifft. Hier ist man dazu übergegangen, in den Schotterkörper der Niederterrasse eine künstliche Grundwasseranreicherung mit Ruhrwasser vorzunehmen. Die Wasserführung der Ruhr wurde bereits früh durch Errichtung von Stauseen in deren Oberstrom bzw. an deren Nebenflüssen sowie die Einrichtung von Staustufen vergleichmäßigt.

Die Niederterrasse des Rheins ist dagegen flächen- und volumenmäßig erheblich größer und besitzt somit eine sehr große Grundwasserergiebigkeit. Bis heute wird hier echtes und unferinterfiltrisches Grundwasser ohne künstliche Anreicherung gewonnen.

Aus den oben genannten Grundwasserleitern des rheinisch-westfälischen Steinkohlenbezirks werden jährlich insgesamt rd. 1,5 Milliarden Kubikmeter Grundwasser gewonnen. Es wurden Mitte der achtziger Jahre folgende Mengen gefördert (SCHMIDT, 1986):

- echtes Grundwasser: ca. 200 Mio m^3/a
- infiltriertes Grundwasser: ca. 675 Mio m^3/a
- angereichteres Grundwasser: ca. 400 Mio m^3/a
- Grundwasseranreicherung und Uferfiltrat: ca. 190 Mio m^3/a

Davon entfallen auf die Ruhr max. 725 Mio m^3/a, auf den Rhein zwischen Düsseldorf und Wesel rd. 440 Mio m^3/a. Im Bereich der Lippe werden rd. 200 Mio m^3/a Grundwasser gefördert. Die Wassergewinnung im zentralen Revier zwischen Ruhr und Lippe erreicht dagegen nur Mengen von rd. 20 Mio m^3/a.

Die Reinhaltung und Bewirtschaftung der für die Wassergewinnung wichtigen Gewässer wurde seit Anfang des Jahrhunderts privatrechtlichen Vereinen und Genossenschaften übertragen:

- seit 1904: Emscher Genossenschaft
- seit 1913: Ruhrverband und Ruhrtalsperrenverband
- seit 1926: Lippeverband

II.3
Hydrochemie

Genauso unterschiedlich wie sich die hydrogeologisch-hydraulischen Verhältnisse im Steinkohlengebirge und in den verschiedenen Schichtabschnitten des Deckgebirges darstellen, ist die hydrochemische Vielfalt der im Gebirge zusitzenden Grundwässer.

Während aus den Halterner Sanden und den lokalen Porengrundwasserspeichern des Quartärs qualivativ hochwertige Trinkwässer gewonnen, und aus den im Süden ausbeißenden tieferen Stockwerken des Cenoman/Turon Mineralwässer gepumpt werden, stellen die Kluftgrundwässer des tieferen Deckgebirges und des Steinkohlengebirges (Grubenwässer) überwiegend hochsalinare Solen dar.

Die Kenntnis der örtlichen und stratigraphischen Verteilung der Grundwasserzusammensetzung spielt eine wesentliche Rolle für die Beurteilung des Lösungsinhaltes von einzulagernden Stoffen (siehe Kapitel III) und des geochemischen Reaktionsverhaltens gelöster Inhaltsstoffe mit dem Nebengestein.

Aus den Kontrollanalysen der gehobenen Grubenwässer und aus der Qualtitätsüberwachung von Trink- und Mineralwasserbrunnen steht ein enormes Datenmaterial zur Hydrochemie der Grundwässer im Ruhrrevier zur Verfügung. Eine systematische Erfassung und Auswertung der Daten ist bisher allerdings, bis auf erste Ansätze (MICHEL 1963, COLDEWEY 1976, u.a.), nicht erfolgt.

II.3.1
Erfassung und Archivierung der Daten

Für die Bearbeitung der hydrochemischen Fragestellung wurden die Archive der Westfälischen Berggewerkschaftskasse (jetzt DMT-Gesellschaft für Forschung und Prüfung mbH) ausgewertet.
Außerdem wurde umfangreiches Analysenmaterial der verschiedenen Bergwerke und aus der veröffentlichten Literatur erfaßt. Zusätzlich wurden im Rahmen dieser Studie eigene Untersuchungen an Grubenwässern bei der DMT und im Hygieneinstitut des Ruhrgebietes (Gelsenkirchen) durchgeführt.

Die Analysen wurden soweit wie möglich lage- und höhenmäßig anhand vorhandener Grubenbilder und von Daten der Werksmarkscheidereien eingeordnet.

In dieser Studie wurden für das gesamte rechtsrheinische Ruhrrevier ca. 2.600 Analysen aus dem Karbon und ca. 1.500 Analysen aus dem Deckgebirge mit dem EDV-Programm CHEMDAT, (COLDEWEY et.al. 1986) archiviert.

II.3.2
Auswertung der Daten

Die **Auswertung des Datenmaterials** wurde durch die erheblichen Qualitätsunterschiede der einzelnen Analysendaten erschwert. Diese bezogen sich nicht nur auf die Vollständigkeit des analysierten Parameterumfanges, sondern auch auf die lage- und höhenmäßige Zuordnung der Probenpunkte. Außerdem wurden die Analysen zu unterschiedlichen Zeiten bzw. in unterschiedlichen Zeitintervallen analysiert.

Häufig war nicht ersichtlich, ob es sich bei den Proben um Grundwässer, um Betriebswässer oder um Mischwässer aus beiden handelt. Bei den Proben aus dem Deckgebirge variiert die hydrochemische Zusammensetzung, bedingt durch anthropogene Einflüsse, in den oberen Bereichen sehr stark.

Für eine **graphische Darstellung** der tiefenabhängigen Grundwasserzusammensetzung standen nur für **Sulfate** und **Chloride** ausreichende Analysendaten zur Verfügung (Anl. II.3/2, II.3/3).

Nach der EDV-Eingabe der Analysendaten wurden Datenlisten ausgedruckt, aufgrund derer eine Vorauswahl zwischen echten Grundwässern und wahrscheinlichen Betriebswässern getroffen wurde, indem für **Chlorid** und **Sulfat** für bestimmte Tiefen-Intervalle Unter- und Obergrenzen der Konzentration entsprechend der für diese Tiefen zu erwartenden Werte festgelegt wurden. Für die weitere Bearbeitung wurden nur die Analysen herangezogen, die innerhalb dieses Konzentrationsbereiches lagen. Existieren für einen Punkt mehrere Werte, so wurden nur die neuesten Analysen berücksichtigt.

Zur **Berechnung von Konzentrations-Grenzflächen** für ausgewählte Inhaltstoffe wurde das Bearbeitungsgebiet in Quadrate mit einer Kantenlänge von 5 km eingeteilt. Für jedes Quadrat wurden mittels EDV die Höhen der Entnahmepunkte für vorgegebene Konzentrationen ausgewählt. Anschließend wurde zwischen diesen Höhen die Konzentrationsgrenzfläche interpoliert.

II.3.3
Darstellung der Ergebnisse

Für die Darstellung der hydrochemischen Situation mußte die Fläche des Untersuchungsgebietes dem lückenhaften Probenraster angepaßt werden (s. Anl. II.3/1). Aus der Anlage ist auch die Lage der hydrochemischen Schnitte sowie die Aufteilung des Gesamtgebietes in Nord-Süd- bzw. Ost-West-Zonen für die Beschreibung der teufenabhängigen Konzentrationsverteilung von Sulfat und Chlorid ersichtlich. Anl. II.3/2 und II.3/3 zeigen die räumliche Verteilung der Analysenpunkte, die für die Darstellung von Chlorid und Sulfat herangezogen wurden.

Für die Bearbeitung der hydrochemischen Schnitte (Anl. II.3/4 bis II.3/15) wurden die hydrogeologischen Schnitte und die in diesen festgelegten stratigraphischen Grenzen zugrunde gelegt. Aufgrund des lückenhaften Datenmaterials (s.o.) in den Randgebieten konnten einige Schnitte nicht vollständig bearbeitet werden. In den **hydrochemischen Schnitten** sind die mit dem Rechenprogramm SCOP ermittelten Konzentrationsgrenzflächen für Chlorid in folgenden Konzentrationsintervallen dargestellt (Anl. II.3/4 bis II.3/9):

Chloridgehalte (mg/l):

< 1.000 mg/l
1000 - 10.000 mg/l
10000 - 50.000 mg/l
> 50.000 mg/l

Für die **Sulfatverteilung** (Anl. II.3/10 bis II.3/15) war eine solche Vorgehensweise nicht möglich, da sich aufgrund des Datenmaterials zeigte, daß die Sulfatgehalte - von einer bestimmten Tiefe ab - sowohl zum Liegenden als auch zum Hangenden abnehmen. Darüber hinaus war die Schwankungsbreite der Konzentration für Sulfat im Vergleich zum Chlorid erheblich größer. Es wurde daher auf eine Berechnung konkreter Grenzflächen verzichtet, statt dessen wurde für jedes Entnahmeintervall ein Konzentrationsintervall bestimmt, in dem 50 % aller Werte liegen (s. Kap. 3.5.1). Diese Konzentrationsverteilung wurde in allen Schnitten übernommen. Die Sulfatverteilung ist in folgenden Konzentrationsintervallen angegeben:

Sulfatgehalte (mg/l):

50 - 300 (Median = 100 mg/l)
60 - 180 (Median = 100 mg/l)
250 - 800 (Median = 400 mg/l)
300 - 1500 (Median = 700 mg/l)
250 - 900 (Median = 550 mg/l)
150 - 600 (Median = 300 mg/l)

Im Bereich des ausstreichenden Karbons wurden für die Schnitte 2, 4 und 6 - oberhalb der Entnahmetiefe von ± 0 m NN - Konzentrationswerte für Chlorid und Sulfat eingetragen, die den Analysenwerten tagesnaher Punkte entsprechen.

Die Konzentrationsverteilungen beziehen sich nur auf die Schichten des Steinkohlengebirges und enden im Liegenden des tiefsten Grundwasserstauers des Deckgebirges.

Aus dem vorhandenen Datenmaterial wurden für das gesamte Gebiet **teufenabhängige Konzentrationsverteilungen** in den Schichten des Karbons für ausgewählte Kationen (Natrium, Kalium, Calzium, Magnesium in Anl. II.3/16) sowie für Hydrogencarbonat (Anl. II.3/17) erstellt.

Außerdem wurde das Gesamtgebiet für die bessere Erfassung regionaler Unterschiede der Hydrochemie in drei Nord-Süd- und drei Ost-West-Zonen unterteilt und die teufenabhängige Konzentrationsverteilung von Chlorid und Sulfat im Steinkohlengebirge getrennt dargestellt (Anl. II.3/18 bis II.3/21).
Für das **Deckgebirge** sind in der Anlage II.3/22 über das Gesamtgebiet die Chlorid- und Sulfat-Konzentrationsverteilungen in einer Tiefe von + 150 m NN bis ± 0 m NN dargestellt.

II.3.4
Allgemeine Hydrochemie

II.3.4.1
Steinkohlengebirge

Im deckgebirgsfreien Südteil des Steinkohlengebirges treten oberflächenah **Hydrogencarbonat-Wässer** auf. Die Verbreitung dieser Wässer ist allerdings nicht einheitlich; vielmehr treten lokal auch **Sulfat-Wässer** auf, die in größeren Tiefen die Vormacht übernehmen. Die erhöhten Sulfatgehalte sind durch Oxidation von Eisensulfiden (Pyrit) bedingt, die reichlich in den Schichten des Karbons vorkommen. Diese Oxidation ist im deckgebirgsfreien Raum durch den Kontakt der Schichten mit atmosphärischem Sauerstoff bestimmt. In den durchbauten Gebirgsteilen läuft die Oxidation aufgrund bergbaulich geöffneter Kluftsysteme sowie offener Strecken und Stollen verstärkt ab. In größeren Tiefen werden die Sulfatgehalte durch Sulfatreduktion - evtl. bakteriell - wieder verringert.

In den tieferen Schichten des Steinkohlengebirges finden sich **hochkonzentrierte Natriumchlorid-Solen**, die nur geringe Calcium-, Magnesium- und Sulfatgehalte aufweisen.

Mit der Herkunft dieser hochmineralisierten Solen haben sich zahlreiche Autoren beschäftigt, wie z.B. BAECKER (1957), DOMBROWSKY (1964), HUYSSEN (1855), JÜTTNER (1887), KÖTTER (1958), LÖHNERT (1966, 1967), MICHEL (1963), PATTEISKY (1953/54) und SEMMLER (1960). Generell werden von den älteren Autoren die Salzwässer als Aussolungsprodukte von Salzlagern im Zechstein, Oberen

Buntsandstein und Oberen Jura angesehen. Neue Untersuchungen von VON ENGELHARDT (1960) und PUCHELT (1964) haben gezeigt, daß der größte Teil der Grubenwässer von ausgepreßten Porenlösungen stammen könnte ("connate water").

SCHNEIDER (1972) erklärt die Solevorkommen in den Schichten des Karbons mit der Infiltration von Meereswasser, das während der Transgression des Kreidemeeres in die gut geklüfteten Schichten eingedrungen ist. Durch die anschließende Überdeckung mit den relativ undurchlässigen Ablagerungen des Emscher-Mergels, wurde eine spätere Aussüßung der Salzwässer verhindert.

Auch MICHEL (1963) meldet Bedenken an der Aussolungstheorie an. Seiner Meinung nach sprechen folgende Gründe dagegen, den Chloridreichtum der Grubenwässer der Aussolung von Salzlagerstätten zuzusprechen:

- Vorhandensein von regional- und teufenabhängigen Grundwassertypen,
- eine, in zwei Fällen sicher nachgewiesene Schichtung in mehrere unterschiedliche Grundwassertypen,
- es hat sich im Laufe der geologischen Zeiträume kein Salzwasserspiegel unabhängig vom geologischen Bau eingestellt,
- die Gesamtkonzentration nimmt nicht mit der Entfernung von der intakten Salzlagerstätte im Norden und Nordwesten ab, d.h. es ist kein Konzentrationsgefälle da.

Das Auftreten von schichtgebundenem "connate water" ist ein deutlicher Hinweis auf die in geologischen Zeiten geringen Grundwasserbewegungen im nicht verritzten Gebirge.

Die Grubenwässer führen z.T. erhebliche Mengen an Barium und Strontium, deren Herkunft immer noch umstritten ist. Nach PATTEISKY (1954) sollen Barium und Strontium durch hydrothermale Restlösungen in das tiefe Grundwasser gelangt sein.
PUCHELT (1964) konnte beweisen, daß das Auftreten von Barium und Strontium durch bakterielle Sulfatreduktion ohne Zufuhr juveniler Hydrothermen erklärt werden kann.

II.3.4.2
Deckgebirge

Im Untersuchungsgebiet treten oberflächennah in den Schichten des Quartärs und der Kreide Wässer vom **Hydrogencarbonat-Typ** auf. Sulfat und Chlorid kommen in untergeordneten Mengen vor. Bei den Kationen überwiegt Calcium, untergeordnet tritt Natrium auf.

In den tieferen Schichten des Deckgebirges sind **Natrium-Chlorid-Wässer** typisch, deren Konzentration mit der Tiefe rasch zunimmt. Die Grenze der Versalzung mit 1.000 mg/l Chlorid liegt im zentralen Revier in den Schichten des Emscher-Mergels bei einer Teufe um ± 00 m NN (vgl. Kap. II.2.3) (COLDEWEY 1976).

In den Schichten des Emscher-Mergels kann es durch Kationen-Austauschvorgänge mit dem Gestein, insbesondere mit Montmorillonit oder Glaukonit, zur Entstehung von **Austauschwässern** kommen. Das besondere Merkmal dieser Austauschwässer besteht darin, daß sie Inhaltsstoffe führen, deren Stöchiometrie sich nicht durch Auslaugung von Gesteinen erklären läßt (COLDEWEY 1976, COLDEWEY u. SCHÖPEL 1981).

Durch Belegung austauschfähiger Mineralien mit Natriumchlorid aus aufsteigenden NaCl-Wässern (vor allem im Bereich von Störungen) entstehen Alkali-Hydrogencarbonat-Wässer. Bei der Reaktion von NaCl-Wässern mit Gips bzw. Magnesiumsulfat entstehen Alkali-Sulfatwässer. Reagieren NaCl-Wässer mit Austauschern, die mit Erdalkalien belegt sind, kann es zur Entstehung von Regenerationswässern vom Erdalkali-Chlorid-Typ kommen.

II.3.5
Ergebnisse

II.3.5.1
Hydrochemische Schnitte

Generell nehmen die **Chloridgehalte** mit der Tiefe zu, während in den oberflächennahen Bereichen des Deckgebirges und des Steinkohlengebirges die Gehalte durch Aussüßung auf Werte weit unter 1000 mg/l abnehmen.
Die genaue Konzentrationsverteilung ist aus den Anlagen II.3/4 bis II.3/9 ersichtlich.

Die **Sulfatgehalte** nehmen bis zu einer Teufe von -500 m bis -750 m kontinuierlich zu, und zwar von einem Medianwert von 100 mg/l bis 700 mg/l. Unterhalb dieser Teufe nehmen die Konzentrationen deutlich auf Medianwerte von 300 mg/l ab.
Eine genaue Konzentrationsverteilung ist aus den hydrochemischen Schnitten (Anl. II.3/10 bis II.3/15) ersichtlich.

II.3.5.2
Teufenabhängige Konzentrationsverteilungen ausgewählter Kationen und Anionen

II.3.5.2.1
Steinkohlengebirge / Gesamtgebiet

Die teufenabhängige Konzentrationsverteilung für **Natrium** (Anl. II.3/16) zeigt eine stetige Zunahme bis zu Maximalwerten von ca. 60.000 mg/l. Der Konzentrationsgradient ist bis zu einer Tiefe von -600 m NN sehr steil. Über diese Tiefe hinaus ist nur noch eine geringe Natriumzunahme zu beobachten. **Calcium** weist eine starke Konzentrationsstreuung in den tieferen Bereichen auf (Anl. II.3/16). Es werden Maximalwerte zwischen 4000 mg/l und 5000 mg/l beobachtet.

Die von MICHEL (1963) beschriebene regelmäβige Calcium-Zunahme mit der Teufe konnte hier nicht bestätigt werden. Dies mag z.T. an der unsicheren Tiefenzuordnung der einzelnen Proben z.T. aber auch an der möglichen Zumischung von Betriebswässern in einigen Proben liegen.
Bei **Magnesium** ist ist ein steiler Anstieg zur Tiefe mit einem deutlichen Maximum zwischen 1000 mg/l und 2000 mg/l in den Teufen zwischen -600 m NN und -1000 m NN zu beobachten (Anl. II.3/16).
Kalium streut teufenunabhängig stark zwischen 100 mg/ und 1000 mg/l (Anl. II.3/16).

Analog zu den Natrium-Gehalten weist die **Chlorid**-Konzentration (Anl. II.3/16) einen steilen Anstieg zur Tiefe auf und erreicht ein Maximum zwischen 60.000 mg/l und 100.000 mg/l in Teufen ab -650 m NN. Unterhalb -650 m NN zeigen die Analysenwerte keine Konzentrationszunahme mehr.

Die **Sulfat**-Konzentrationen streuen stark über die Tiefe . Das Maximum liegt zwischen -500 m NN und -750 m NN. Sowohl nach oben als auch in größere Tiefen nehmen die Konzentrationen ab (s. auch Abschn. II.3.4.1).
Die **Hydrogencarbonat-Gehalte** nehmen mit zunehmender Teufe deutlich ab (Anl. II.3/17). Während in den oberen Partien durchaus Werte zwischen 200 mg/l und 1000 mg/l erreicht werden, gehen die Konzentrationen ab einer Tiefe von -500 m NN auf Werte zwischen 100 mg/l und 200 mg/l zurück.

II.3.5.2.2
Steinkohlengebirge / einzelne Zonen

Wie in Kap. II.3.3 erwähnt, wurde das gesamte Untersuchungsgebiet zur Beschreibung der teufenabhängigen Konzentrationsverteilung der einzelnen Elemente in Nord-Süd- und Ost-West-Zonen eingeteilt.

Die teufenabhängigen Konzentrationsverteilungen von **Chlorid** weisen für die verschiedenen Nord-Süd-Zonen keine Unterschiede auf (s. Anl. II.3/18).
Die Konzentrationsverteilungen für **Sulfat** dagegen zeigen deutlich erhöhte Werte im Bereich der Nord-Süd-Zone 1, also im westlichen Teil des Ruhrgebiets (s. Anl. II.3./19).

Auch in ost-westlicher Richtung ist Chlorid annähernd gleichmäßig verteilt (Anl. II.3/20).

Sulfat ist im nordwestlichen Ruhrgebiet (Zone Ost-West 1) stärker konzentriert (Anl. II.3/21).

II.3.5.2.3
Deckgebirge

In den höheren Deckgebirgsschichten (± 0 m NN bis 150 m NN) ist die **Chlorid-Konzentration** generell erheblich niedriger als in den tieferen Bereichen. Mit wenigen Ausnahmen liegen die Gehalte aller Proben weit unter 1000 mg/l, der Medianwert liegt bei 40 mg/l (Anl. II.3/22).

Die **Sulfat-Konzentrationen** erreichen im selben Schichtenabschnitt 60 bis 180 mg/l. Der Medianwert liegt bei 100 mg/l (Anl. II.3/22).

II.3.6
Grubenmischwässer (Spurenstoffe)

Neben den in den vorigen Kapiteln ausgewerteten Analysen von Hauptbestandteilen des Grubenwassers wurden 1989 in einem weiteren Schritt Wasserproben auf ausgewählten Schachtanlagen genommen, die das Hygiene-Institut des Ruhrgebietes (HIG) im Auftrag der Ruhr-Universität Bochum untersuchte.

Wurde bei den in II.3.1 bis II.3.5 beschriebenen Analysen zwischen geogenen Tiefengrundwässern, Deckgebirgsgrundwässern und Betriebswässern unterschieden, so wurde hier bewuβt darauf verzichtet. Die Beprobung geschah an den einzelnen Schachtanalagen übertage, bevor das Wasser der Vorflut zugeführt wurde. Es handelt sich somit um eine Mischung der oben erwähnten Wässer ("Grubenmischwasser"). Deren Analysen geben die zur Zeit bestehende pauschale Belastung der Vorflut besser wieder als Analysen aus einzelnen Tiefenbereichen des Grubengebäudes.

Da nur etwa die Hälfte der rechtsrheinischen Wasserhaltungsschächte beprobt werden konnte, wurde bei der Auswahl darauf geachtet, daβ die Analysen sowohl aus dem südlichen Stillstandsbereich, dem Produktiven Bereich und den Stillstandseinzelbereichen im Produktiven Bereich (vgl. Kap. II.5) stammen.

Waren die Proben sichtbar verunreinigt, wurden die für die Metallbestimmung vorgesehenen Probenaliquote vor Ort über Papierfilter gegeben (=*F in einigen der unten stehenden Abbildungen). Diese Prozedur drückt sich in den Analysenergebnissen in einer deutlichen Absenkung der Eisengehalte aus.

Da bei der Sulfatbestimmung des HIG nach der Titrationsmethode mittels K-Plamitat nach Ausfällung von $Ba(OH)_2$ fast durchweg Meßwerte von < 5 mg/l auftraten, wurde bei der Darstellung des SO_4-Wertes auf Analysenwerte der RAG (1988) zurückgegriffen (SO_4-Wert in Klammern auf den nachfolgenden Abbildungen).

Um die Spannbreite der Werte auf den einzelnen Abbildungen (Abb. II.3/1 bis Abb. II.3/30) nicht unnötig groß und damit unübersichtlich werden zu lassen, wurden sie bestimmten Klassen zugeordnet, je nachdem, in welchen Mittelwert-Bereich aller Proben sie fallen. Innerhalb dieser Klassen wurden die Analysenwerte sowohl in Tabellen als auch graphisch in Form von logarithmischen Balkendiagrammen dargestellt. Die Balken sind so angeordnet, daß der jeweils linke Balken einen südlichen bzw. westlichen und der jeweils rechte Balken einen nördlichen bzw. östlichen Wert darstellen.

Zahlreiche Parameter liegen oft bzw. immer unter der jeweiligen Nachweisgrenze der beim HIG angewandten Analysenverfahren. Sie werden in den Abbildungen jedoch mit ihrer oberen Grenze angegeben. Dies betrifft vor allem Sulfit (SO_3^{-2}; < 1,0 mg/l), Ortho-Phosphat (PO_4^{3-}; < 0,03 mg/l), Cyanid ges. (CN^-; < 0,01 mg/l), Nickel (Ni; < 0,05 mg/l), Chrom ges. (Cr; <0,01 mg/l), Blei (Pb; < 0,05 mg/l, Aluminium (Al; < 0,1 mg/l), Antimon (Sb; < 0,001 mg/l), Beryllium (Be; < 0,002 mg/l), Kobalt (Co; < 0,01 mg/l). Selen (Se; < 0,001 mg/l), Vanadium (V; < 0,05 mg/l), Zinn (Sn; < 0,1 mg/l), den Summenparameter für organischen Kohlenstoffe "Total Organic Carbon" (TOC; < 0,1 mg/l), extrahierbare organische Halogenverbindungen (EOX; < 0,02 mg/l) aliphatische Kohlenwasserstoffe (KW; < 0,1 mg/l) sowie Polychlorierte Diphenylmethane (PCDM, Ugilec 141; <1 µg/l).

Die im Nachfolgenden beschriebenen Analysenergebnisse sind nur als Orientierungswerte zu betrachten, da sie aufgrund der einmaligen Beprobung nicht als repräsentativ angesehen werden können. Vergleichende Analysen über längere Zeiträume waren nicht möglich. Da aber je nach der betrieblichen Situation untertage zu verschiedenen Zeiten quantitativ und qualitativ unterschiedliche Wässer gehoben werden, sind die Analysenergebnisse nur als Stichproben und im Rahmen der Machbarkeitsstudie nur als Abschätzung zu verstehen.

II.3.6.1
Inhaltstoffe

Die Analysen der Inhaltstoffe (in mg/l bzw. µg/l) werden folgendermaßen zusammenfassend dargestellt:
- in einem westlichen S/N-Profil (Abb. II.3/1 bis Abb. II.3/5: ± Schnitt 4 auf Anl. II.1/1),
- in einem östlichen S/N-Profil (Abb. II.3/6 bis Abb. II.3/10: ± Schnitt 8 auf Anl. II.1/1) und
- in einem W/E-Profil (Abb. II.3/11 bis Abb. II.3/15: ± Schnitte 1-3-5 auf Anl. II.1/1).

Für die **Grubenmischwässer** (pH-Werte um 7,0) zeigen die beiden **S/N-Profile** im allgemeinen eine Konzentrationszunahme der Haupt-, Neben- und Spurenelemente von Süden nach Norden, d.h. der Anteil an hochmineralisiertem Tiefengrundwasser nimmt gegenüber den anderen Wässern (Deckgebirgsgrund-, Betriebs- und Mischwässern) zu. Da bei den Werten unterhalb der Nachweisgrenze (dies betrifft u.a. Pb und Cd) diese Tendenz nicht erkennbar ist, läßt sich nur vermuten, daß diese sich ähnlich wie die meisten anderen Inhaltsstoffe verhalten.

Das **W/E-Profil** zeigt für die einzelnen Parameter ein uneinheitliches Verhalten, d.h. eine allgemeine Tendenz ist nicht abzuleiten.

Neben diesen Balkendiagrammen sind auf allen Abbildungen für die meisten Inhaltsstoffe zusätzlich noch zwei weitere Wässer dargestellt.
Die Bezeichnung **"Cl-Wasser geogen"** (pH-Werte um 5,0) bezieht sich auf das zur Elution herangezogene geogene Tiefengrundwasser. Die Element-Konzentrationen dieses Wassers sind in den meisten Fällen deutlich höher als die der Grubenmischwässer.
Die nachstehende Übersicht listet für einige Schwermetalle die Mittelwerte aus fünf geogenen Tiefengrundwässern (ca. -920 mNN) aus dem westlichen rechtsrheinischen Revier (a) im Vergleich zu den Schwermetallkonzentrationen des für die Elution benutzten Tiefengrundwassers (b) auf:

Schwermetall	Konzentration (mg/l) a	b
Pb	0,11	0,13
Zn	0,15	3,75
Cu	0,036	0,08
As	0,001	0,001
Cd	0,03	0,005

Mit Ausnahme von Zn und Cd stimmen die Werte gut überein. Da diese beiden Konzentrationen jedoch in etwa jeweils um nur eine Zehnerpotenz von dem zur Elution herangezogenen Tiefengrundwasser (b) abweichen, scheint dieses im statistischen Mittel der vorgefundenen Konzentrationen von geogene Tiefengrundwasser (b) der Schachtanlage Consolidation (Schacht 4, 11. Sohle) ist daher im Rahmen der Machbarkeitsstudie zur Elution der ausgewählten Abfallstoffe als geeignet anzusehen.

Die Bezeichnung **"Karbon-Wasser Lott."** (pH-Wert um 6,0) beschreibt eine Wasserprobe des deckgebirgsfreien Raumes aus einem Brunnen im ausgehenden Karbon im Lottental südlich von Bochum. Die Element-Konzentrationen dieses Grundwassers liegen im allgemeinen deutlich unterhalb der Werte für das Tiefengrundwasser ("Cl-Wasser geogen") und für die Grubenmischwässer, da dieses oberflächennahe Grundwasser bei höherer Fließgeschwindigkeit und damit geringerer Aufenthaltsdauer im Gestein stark von Niederschlägen beeinflußt wird (vgl. Kap. II.5).

II.3.6.2
Elementfrachten

Unter Berücksichtigung der elementspezifischen Konzentrationen und der gehobenen Grubenwassermengen der einzelnen Schächte (vgl. Kap. II.5) wurde für jeden Para-

meter die **Fracht** (in t/a bzw. kg/a) berechnet. Da bei den Parametern unterhalb der Nachweisgrenze (s.o.) die Fracht jeweils mit dieser Nachweisgrenze berechnet wurde, ist dieser Wert als Maximum zu verstehen. Der Aufbau der Abbildungen gleicht dem der oben beschriebenen Abbildungen für die Einzelkonzentrationen der Inhaltsstoffe. Auch hier sind die Frachten in Tabellen und als logarithmische Balkendiagramme in zwei S/N-Schnitten (Abb. II.3.16 bis Abb. II.3/20: entspricht ± Schnitt 4, Abb. II.3/21 bis Abb. II.3/25: entspricht ± Schnitt 8) und einem W/E-Schnitt (Abb. II.3/26 bis Abb. II.3/30: entspricht ± Schnitte 1-3-5) dargestellt.

Die Frachten zeigen im allgemeinen das gleiche Verhalten wie die Konzentrationen der Inhaltsstoffe: uneinheitlich von Westen nach Osten eine Zunahme von Süden nach Norden.
Die gehobenen Grubenwassermengen nehmen dabei im westlichen Teil von Süden nach Norden ab, im östlichen Teil dagegen liegt - bei generell etwas geringeren Fördermengen - das Minimum im zentralen Bereich. Dies zeigt ein Vergleich der Elementkonzentrationen unterhalb der Nachweisgrenzen und der dazugehörigen Frachten. Bei der Berechnung der Frachten spielt also - zumindest im Westen - die Konzentrationszunahme in den gehobenen Wässern von Süden nach Norden eine größere Rolle als die in gleicher Richtung abnehmende Fördermenge.

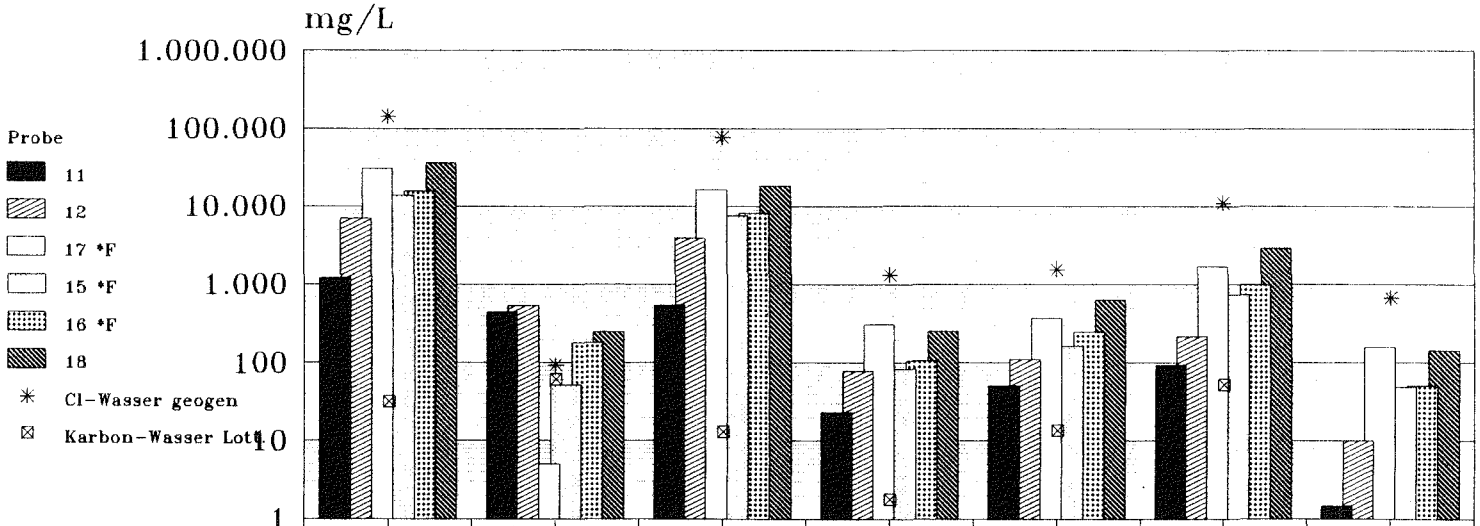
Neben den Balkendiagrammen ist auf den Abbildungen die Gesamtfracht aller im rechtsrheinischen Steinkohlenrevier geförderten Grubenwässer (**"Fracht rechtsrhein."**) angegeben. Dieser Wert beruht auf der Summe der Daten für die beprobten Schachtanlagen. Deren Fördermenge beträgt etwa ein Drittel der insgesamt gehobenen rechtsrheinischen Grubenwassermenge von ca. 155 Mio m^3/a, da

aus dem Stillstandsbereich ungleich mehr Wasser gefördert wird als aus dem Produktiven Bereich (vgl. Kap. II.5). Die in den Abbildungen dargestellte Gesamtfracht liegt damit eher an der unteren Grenze der heutigen Umweltbelastung.

Nach Beendigung aller bergbaulichen Tätigkeiten im Ruhrrevier fallen auch die künstlich gehobenen Grubenmischwässer mit ihren entsprechenden Metallfrachten weg. Es ist darüber hinaus davon auszugehen, daß sich dann die ursprünglichen natürlichen Verhältnisse in etwa wiederherstellen, d.h. daß die jetzt versiegten Soleaustritte z.T. wieder reaktiviert werden. Die Elementkonzentration diese Wässer wird vermutlich zwischen denen der hochmineralisierten Tiefengrundwässer und denen der oberflächennahen Grundwässer liegen (vgl. "Cl-Wasser geogen" und "Karbon-Wasser Lott" in Abb. II.3/1 bis II.3/15), also ungefähr im Bereich der heute gehobenen Grubenmischwässer.

Die Gesamtschüttungsmenge der natürlichen Solequellen des Münsterländer Beckens schätzt STRUCKMEIER (1990) auf ca. 1 Mio m^3/a (gegenüber ca. 155 Mio m^3/a gehobener Grubenwässer). Die zukünftige Umweltbelastung durch versalzene Wässer wird somit, sofern keine zusätzliche Belastung durch gelöste Inhaltsstoffe aus den nach unter Tage verbrachten Reststoffen auftreten wird, nur ca. den einhundertsten Teil der heutigen bergbaubedingten Belastung erreichen.

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 4



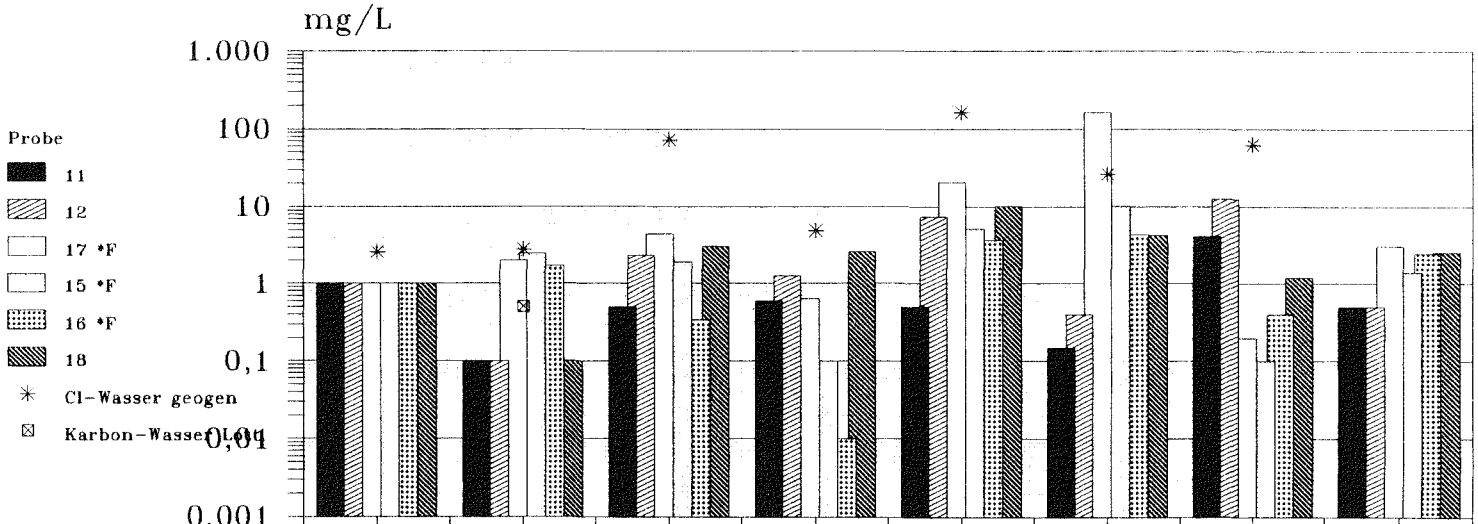
	Cl	(SO4)	Na	K	Mg	Ca	Sr
11	1.200	444	539	23,3	51	93	1,46
12	6.950	533	3.900	79	110	216	10,1
17 *F	30.500	5	16.250	310	371	1.708	158
15 *F	13.850	52	7.600	84	164	740	49,1
16 *F	15.600	181	8.175	107	250	983	50,7
18	35.750	250	18.375	253	638	2.850	145
Cl-Wasser geogen	143.080	92,7	76.113	1.330	1.543	11.063	670
Karbon-Wasser Lott.	31,3	60,9	12,9	1,75	13,5	51,7	

Zechen(20)-Mittelwert > 100 mg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/1

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 4



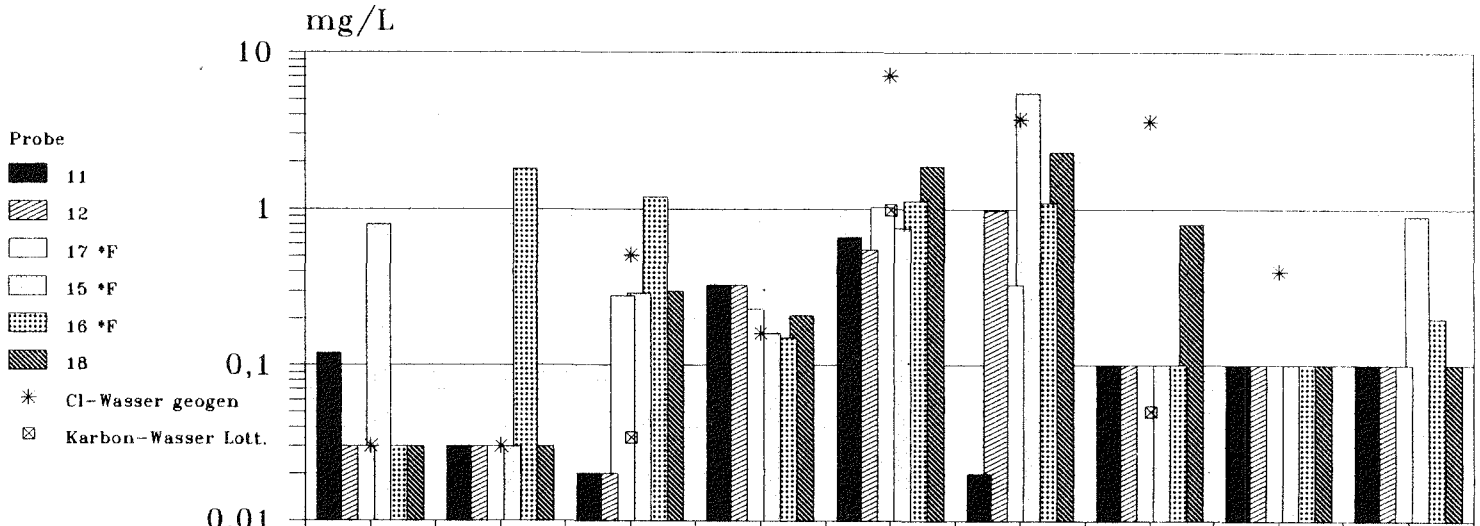
	SO3	NO3	NH4	B	Li	Ba	Fe	TOC
11	1	0,1	0,5	0,6	0,5	0,15	4,1	0,5
12	1	0,1	2,4	1,27	7,35	0,4	12,4	0,5
17 *F	1	2	4,4	0,65	20,4	161	0,2	3,1
15 *F	1	2,5	1,9	0,1	5,2	10,1	0,1	1,4
16 *F	1	1,7	0,34	0,01	3,65	4,35	0,4	2,5
18	1	0,1	3,1	2,65	10,2	4,3	1,2	2,6
Cl-Wasser geogen	2,6	2,8	72	4,87	163	26,3	62	
Karbon-Wasser Lott.		0,5						

1 mg/L < Zechen(20)-Mittelwert < 100mg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/2

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 4



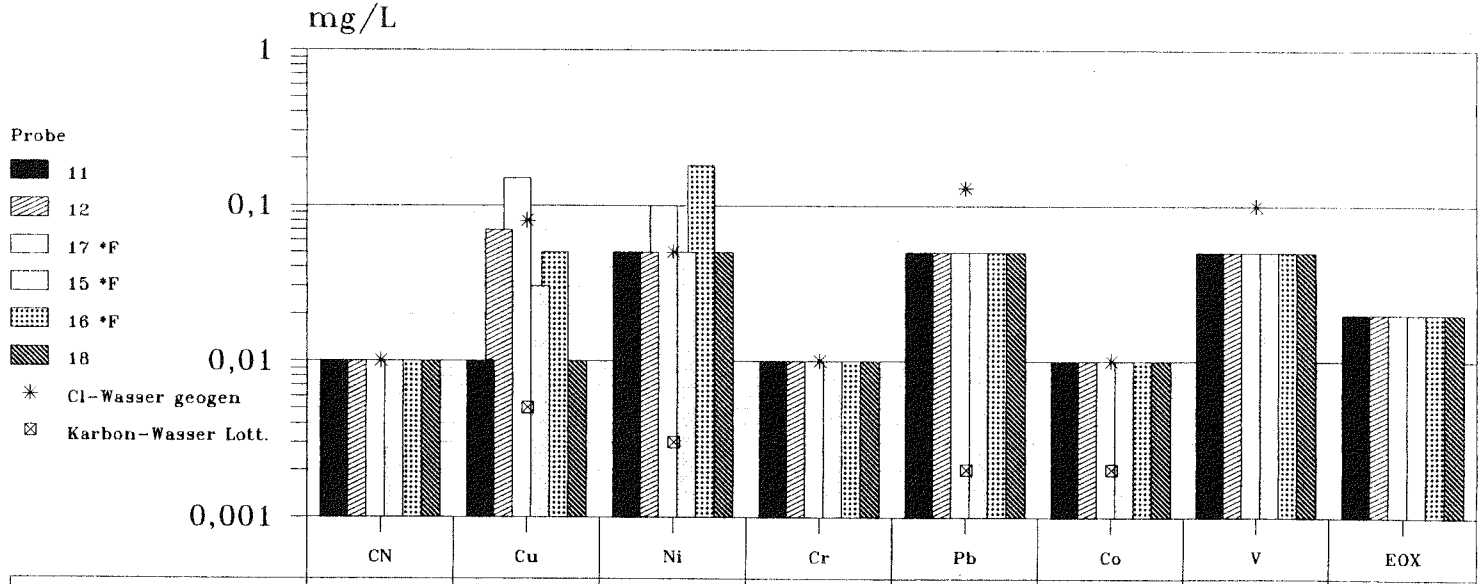
	S2	PO4	NO2	F	Mn	Zn	Al	Sn	P-KW
11	0,12	0,03	0,02	0,33	0,66	0,02	0,1	0,1	0,1
12	0,03	0,03	0,02	0,33	0,55	0,98	0,1	0,1	0,1
17 °F	0,03	0,03	0,28	0,23	1,03	0,33	0,1	0,1	0,1
15 °F	0,8	0,03	0,29	0,16	0,75	5,5	0,1	0,1	0,9
16 °F	0,03	1,8	1,2	0,15	1,13	1,1	0,1	0,1	0,2
18	0,03	0,03	0,3	0,21	1,88	2,32	0,8	0,1	0,1
Cl-Wasser geogen	0,03	0,03	0,51	0,16	7,1	3,74	3,6	0,4	
Karbon-Wasser Lott.			0,034		0,98		0,05		

0,1 mg/L< Zechen(20)-Mittelwert <1 mg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/3

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 4



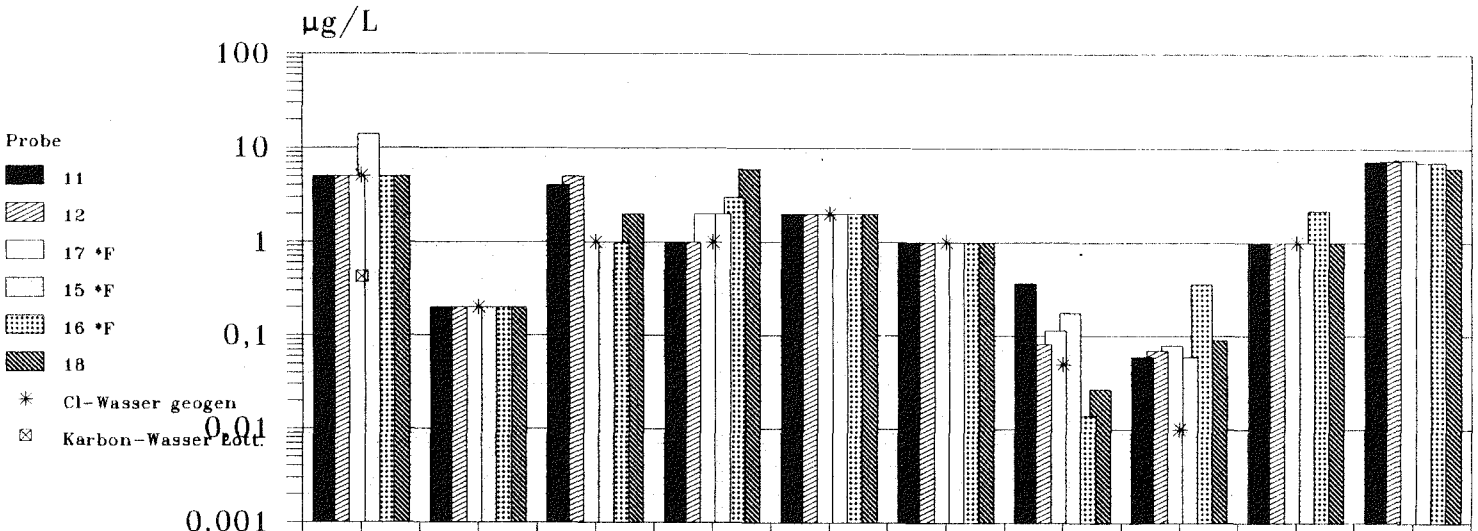
	CN	Cu	Ni	Cr	Pb	Co	V	EOX
11	0,01	0,01	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
12	0,01	0,07	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
17 °F	0,01	0,15	0,1	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
15 °F	0,01	0,03	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
16 °F	0,01	0,05	0,18	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
18	0,01	0,01	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
Cl-Wasser geogen	0,01	0,08	0,05	0,01	0,13	0,01	0,1	
Karbon-Wasser Lott.		0,005	0,003	1,000E+30	0,002	0,002		

0,01mg/L< Zechen(20)-Mittelwert <0,1mg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/4

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 4



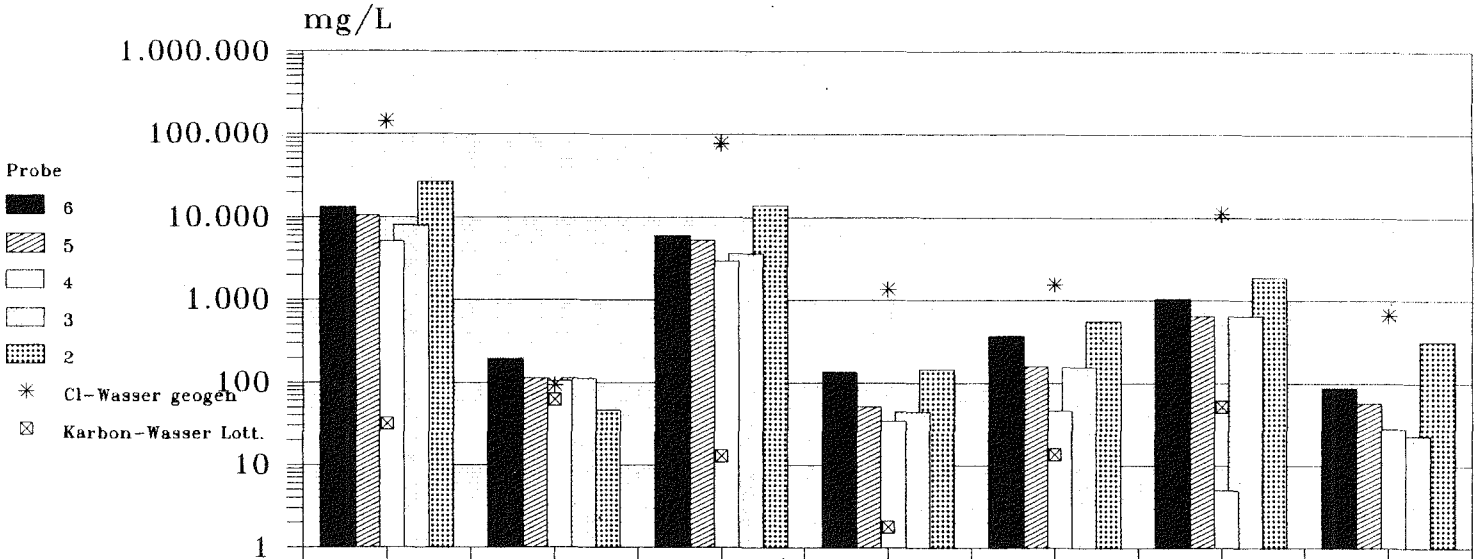
	Cd	Hg	As	Sb	Be	Se	PAH	PCB	PCDM	HKW
11	5	0,2	4	1	2	1	0,363	0,06	1	7,3
12	5	0,2	5	1	2	1	0,082	0,07	1	7,4
17 *F	5	0,2	1	2	2	1	0,114	0,08	1	7,7
15 *F	14	0,2	1	2	2	1	0,176	0,06	1	7,2
16 *F	5	0,2	1	3	2	1	0,014	0,36	2,2	7,2
18	5	0,2	2	6	2	1	0,027	0,09	1	6,3
Cl-Wasser geogen	5	0,2	1	1	2	1	0,05	0,01	1	
Karbon-Wasser Lott.	0,42									

Zechen(20)-Mittelwert < 10 µg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/5

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 8

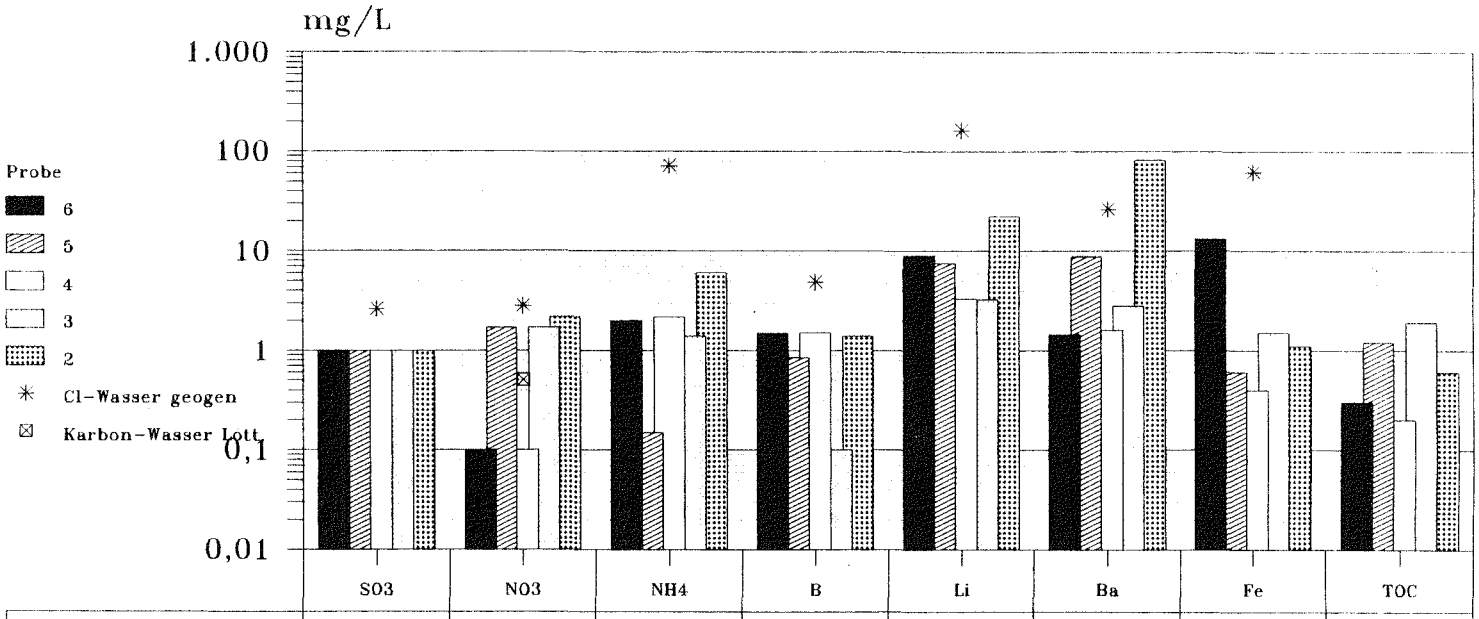


	Cl	(SO4)	Na	K	Mg	Ca	Sr
6	13.200	191	6.075	135	370	1.043	86
5	10.500	113	5.300	51,5	158	640	56,7
4	5.100	105	2.975	34	46	5	28
3	8.000	113	3.700	44,3	156	645	22,9
2	27.000	46	13.800	145	553	1.910	313
Cl-Wasser geogen	143.080	92,7	76.113	1.330	1.543	11.063	670
Karbon-Wasser Lott.	31,3	60,9	12,9	1,75	13,5	51,7	

Zechen(20)-Mittelwert > 100 mg/L

Abb. II.3/6

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 8

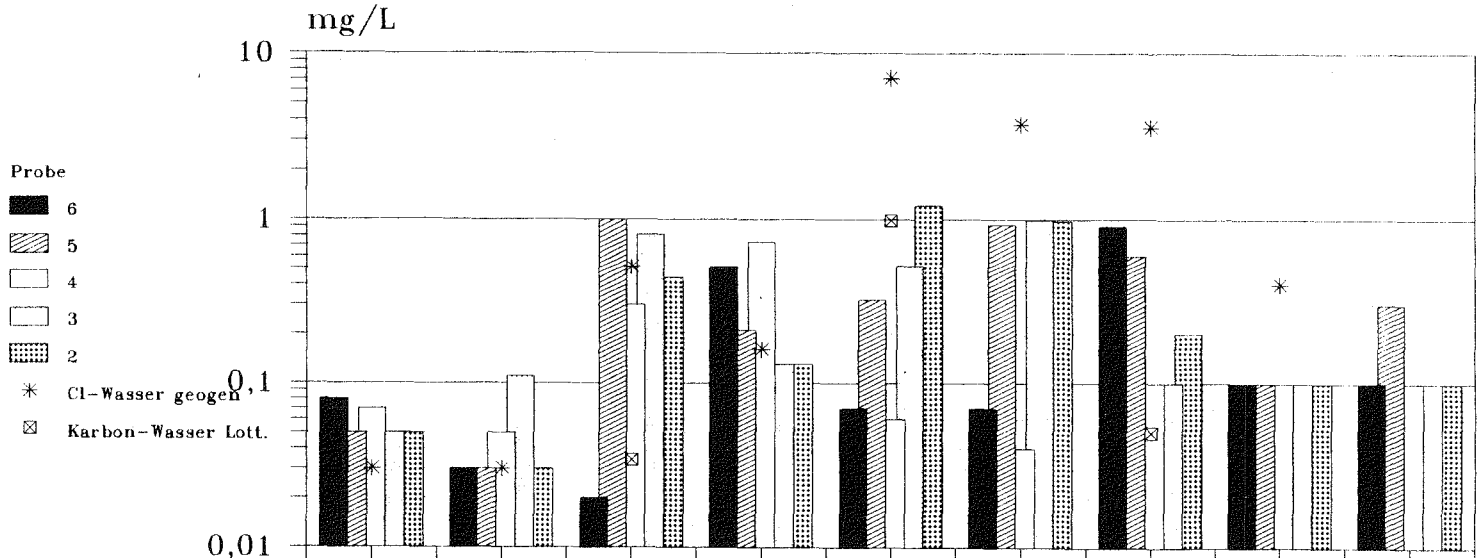


	SO3	NO3	NH4	B	Li	Ba	Fe	TOC
6	1	0,1	2	1,48	8,9	1,44	13,4	0,3
5	1	1,7	0,15	0,85	7,6	8,82	0,6	1,2
4	1	0,1	2,2	1,5	3,32	1,59	0,4	0,2
3	1	1,7	1,4	0,1	3,25	2,8	1,5	1,9
2	1	2,2	6,1	1,4	22,3	82,3	1,1	0,6
Cl-Wasser geogen	2,6	2,8	72	4,87	163	26,3	62	
Karbon-Wasser Lott.		0,5						

1 mg/L < Zechen(20)-Mittelwert < 100mg/L

Abb. II.3/7

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 8

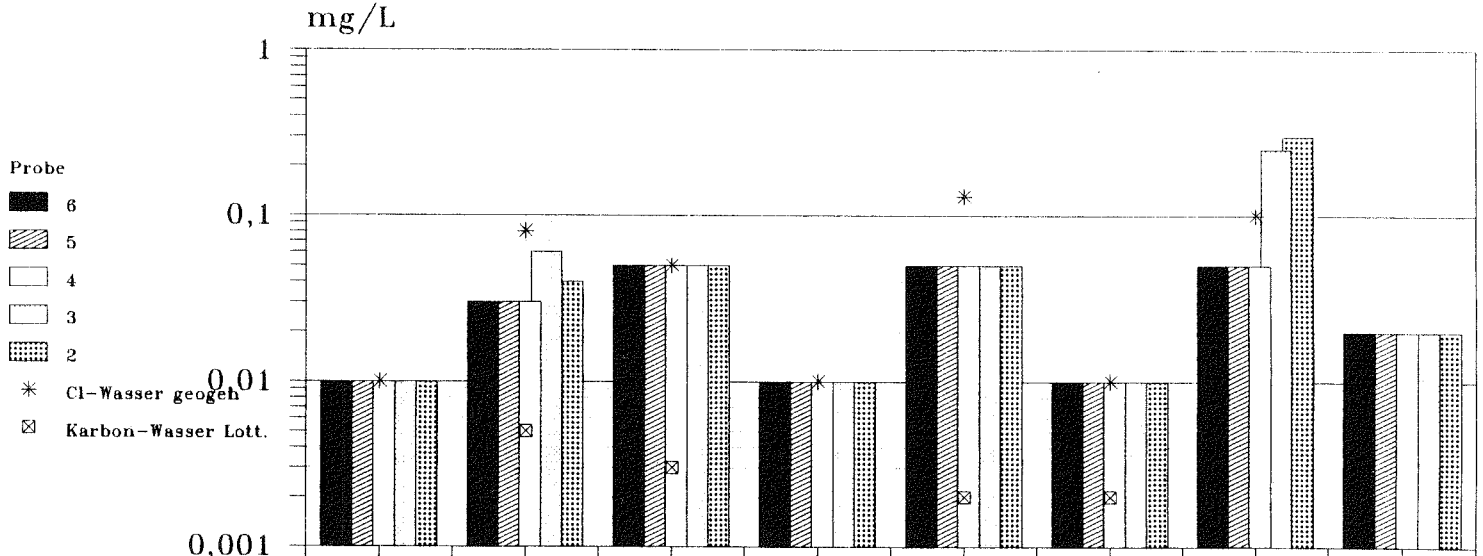


	S2	PO4	NO2	F	Mn	Zn	Al	Sn	P-KW
6	0,08	0,03	0,02	0,51	0,07	0,07	0,9	0,1	0,1
5	0,05	0,03	1	0,21	0,32	0,93	0,6	0,1	0,3
4	0,07	0,05	0,3	0,73	0,06	0,04	0,1	0,1	0,1
3	0,05	0,11	0,81	0,13	0,52	0,99	0,1	0,1	0,1
2	0,05	0,03	0,44	0,13	1,22	0,97	0,2	0,1	0,1
Cl-Wasser geogen	0,03	0,03	0,51	0,16	7,1	3,74	3,6	0,4	
Karbon-Wasser Lott.			0,034		0,98		0,05		

0,1 mg/L< Zechen(20)-Mittelwert < 1 mg/L

Abb. II.3/8

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 8

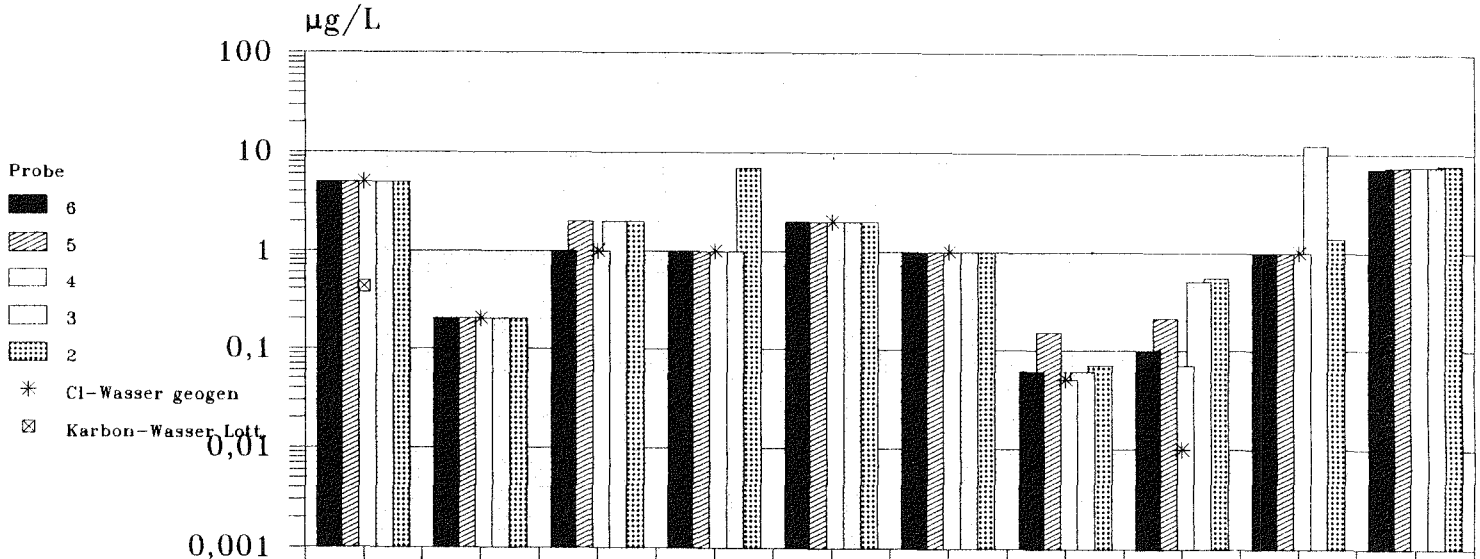


	CN	Cu	Ni	Cr	Pb	Co	V	EOX
6	0,01	0,03	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
5	0,01	0,03	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
4	0,01	0,03	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
3	0,01	0,06	0,05	0,01	0,05	0,01	0,25	0,02
2	0,01	0,04	0,05	0,01	0,05	0,01	0,3	0,02
Cl-Wasser geogen	0,01	0,08	0,05	0,01	0,13	0,01	0,1	
Karbon-Wasser Lott.		0,005	0,003	1,000E+30	0,002	0,002		

0,01mg/L< Zechen(20)-Mittelwert <0,1mg/L

Abb. II.3/9

S/N-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 8

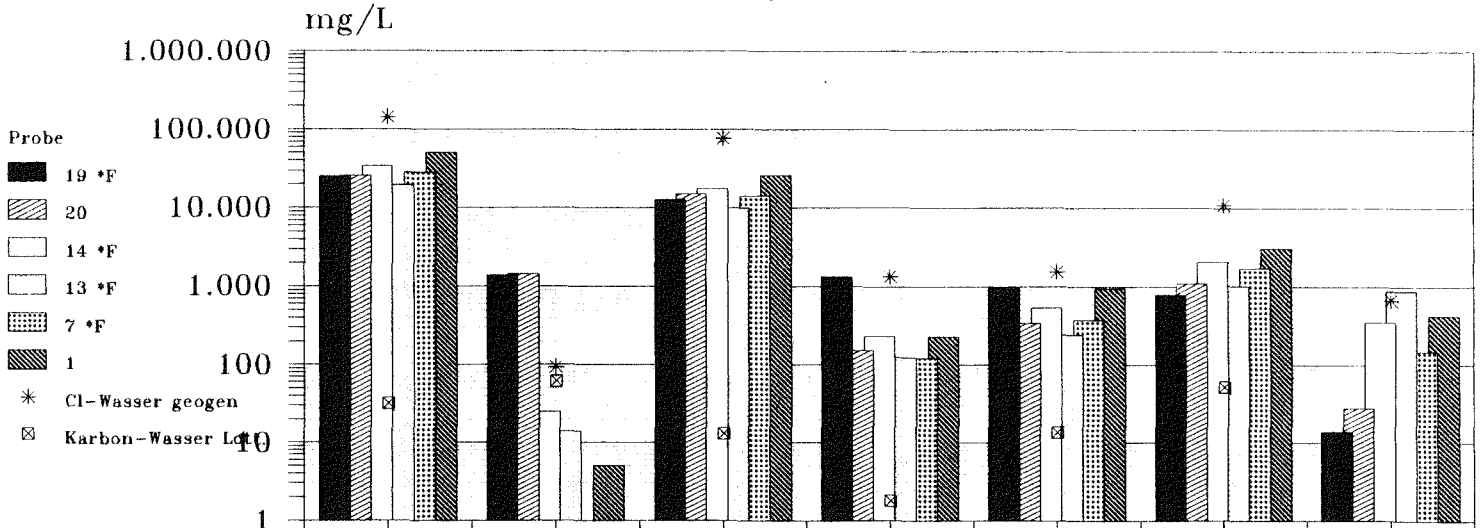


	Cd	Hg	As	Sb	Be	Se	PAH	PCB	PCDM	HKW
6	5	0,2	1	1	2	1	0,06	0,1	1	7,1
5	5	0,2	2	1	2	1	0,15	0,21	1	7,3
4	5	0,2	1	1	2	1	0,05	0,07	1	7,4
3	5	0,2	2	1	2	1	0,06	0,5	12,1	7,4
2	5	0,2	2	7	2	1	0,07	0,55	1,4	7,6
Cl-Wasser geogen	5	0,2	1	1	2	1	0,05	0,01	1	
Karbon-Wasser Lott.	0,42									

Zechen(20)-Mittelwert < 10 µg/L

Abb. II.3/10

W/E-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 1-3-5



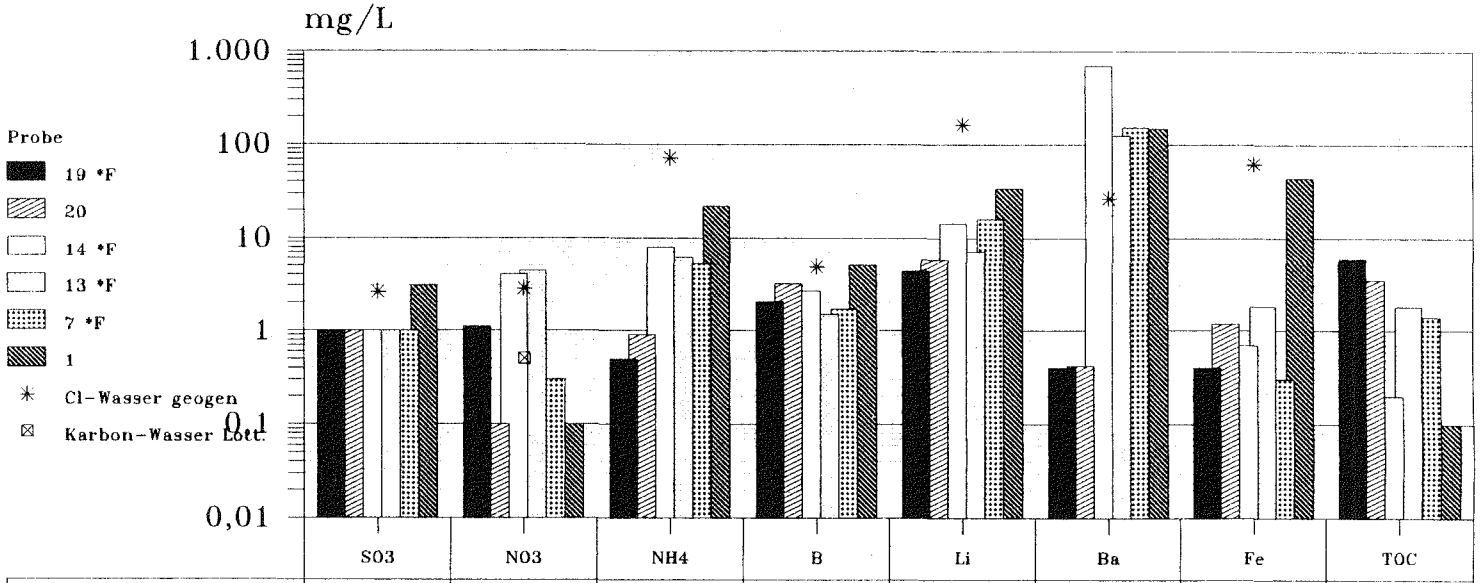
	Cl	(SO4)	Na	K	Mg	Ca	Sr
19 °F	25.000	1.386	12.825	1.318	1.003	780	13,8
20	25.750	1.435	15.150	152	339	1.103	28
14 °F	34.000	25	17.625	230	535	2.100	355
13 °F	19.250	14	9.960	123	242	1.015	870
7 °F	28.000		14.275	122	378	1.745	149
1	50.100	5	26.000	230	948	3.125	425
Cl-Wasser geogen	143.080	92,7	76.113	1.330	1.543	11.063	670
Karbon-Wasser Lott.	31,3	60,9	12,9	1,75	13,5	51,5	

Zechen(20)-Mittelwert > 100 mg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/11

W/E-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 1-3-5



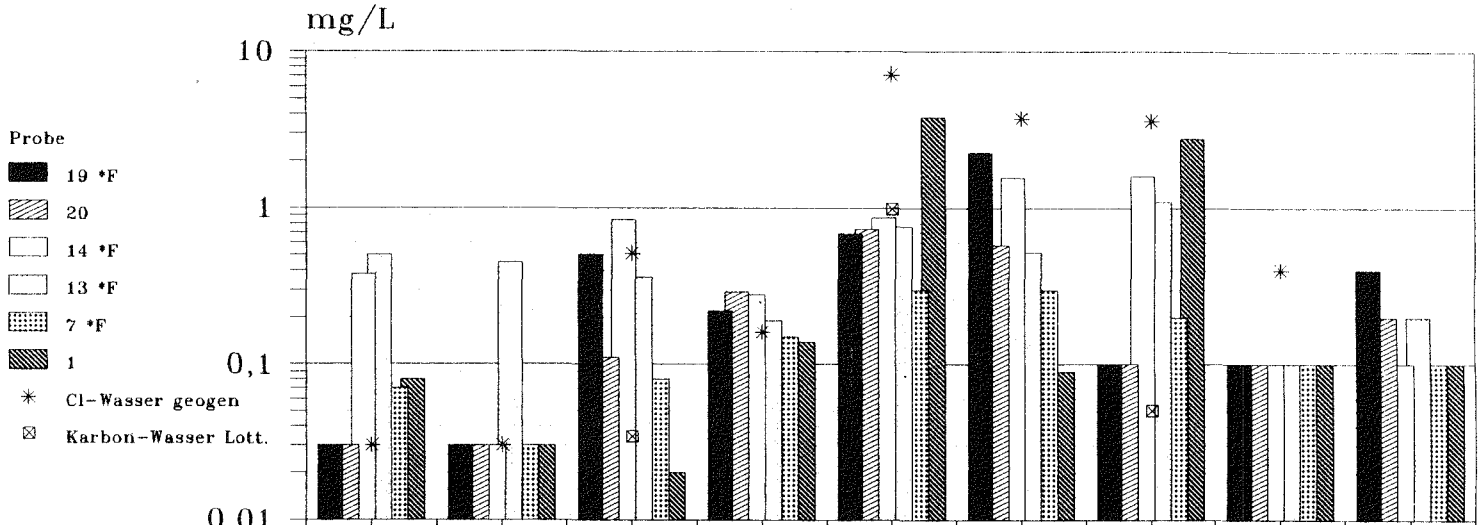
	SO3	NO3	NH4	B	Li	Ba	Fe	TOC
19 °F	1	1,1	0,49	2,05	4,37	0,4	0,4	5,8
20	1	0,1	0,9	3,15	5,75	0,42	1,2	3,5
14 °F	1	4	8	2,68	14,3	698	0,7	0,2
13 °F	1	4,4	6,1	1,48	7,15	124	1,8	1,8
7 °F	1	0,3	5,2	1,69	16	152	0,3	1,4
1	3	0,1	21,7	5,05	34	149	43,8	0,1
Cl-Wasser geogen	2,6	2,8	72	4,87	163	26,3	62	
Karbon-Wasser Lott.		0,5						

1 mg/L < Zechen(20)-Mittelwert < 100mg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/12

W/E-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 1-3-5



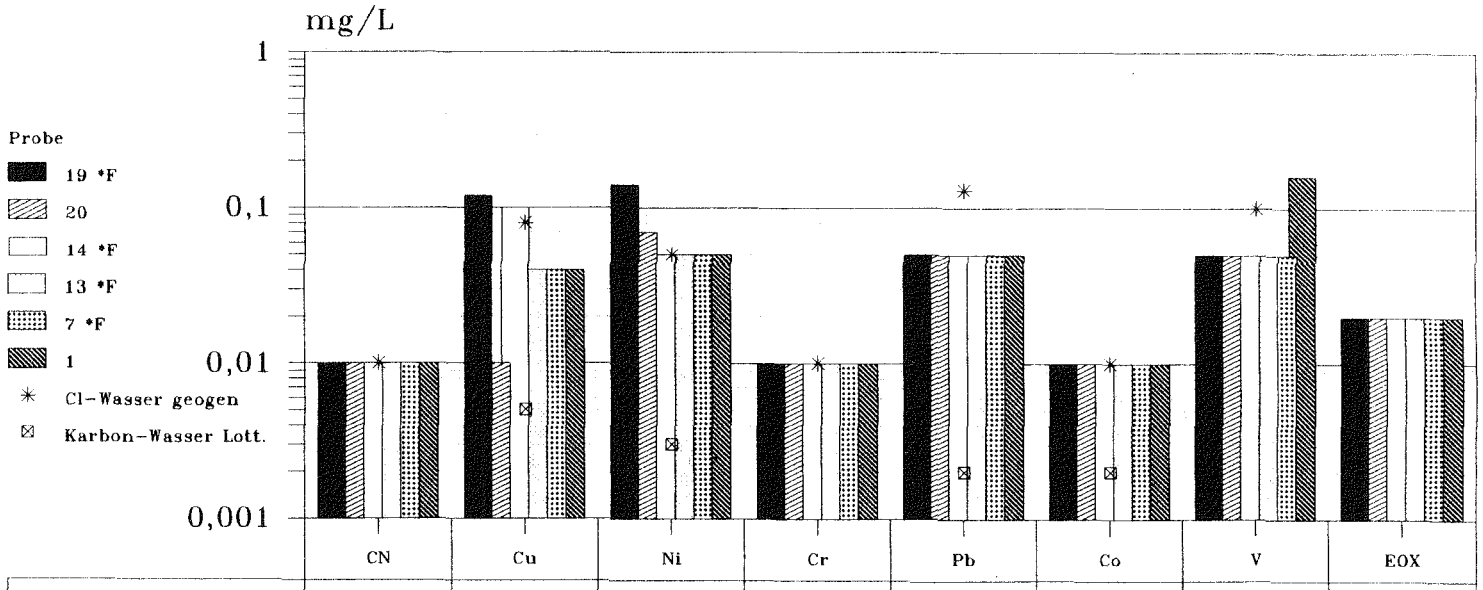
	S2	PO4	NO2	F	Mn	Zn	Al	Sn	P-KW
19 °F	0,03	0,03	0,5	0,22	0,68	2,27	0,1	0,1	0,4
20	0,03	0,03	0,11	0,29	0,73	0,58	0,1	0,1	0,2
14 °F	0,38	0,03	0,84	0,28	0,87	1,57	1,6	0,1	0,1
13 °F	0,5	0,45	0,36	0,19	0,76	0,52	1,1	0,1	0,2
7 °F	0,07	0,03	0,08	0,15	0,3	0,3	0,2	0,1	0,1
1	0,08	0,03	0,02	0,14	3,82	0,09	2,8	0,1	0,1
Cl-Wasser geogen	0,03	0,03	0,51	0,16	7,1	3,74	3,6	0,4	
Karbon-Wasser Lott.			0,034		0,98		0,05		

0,1 mg/L< Zechen(20)-Mittelwert < 1 mg/L

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/13

W/E-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 1-3-5



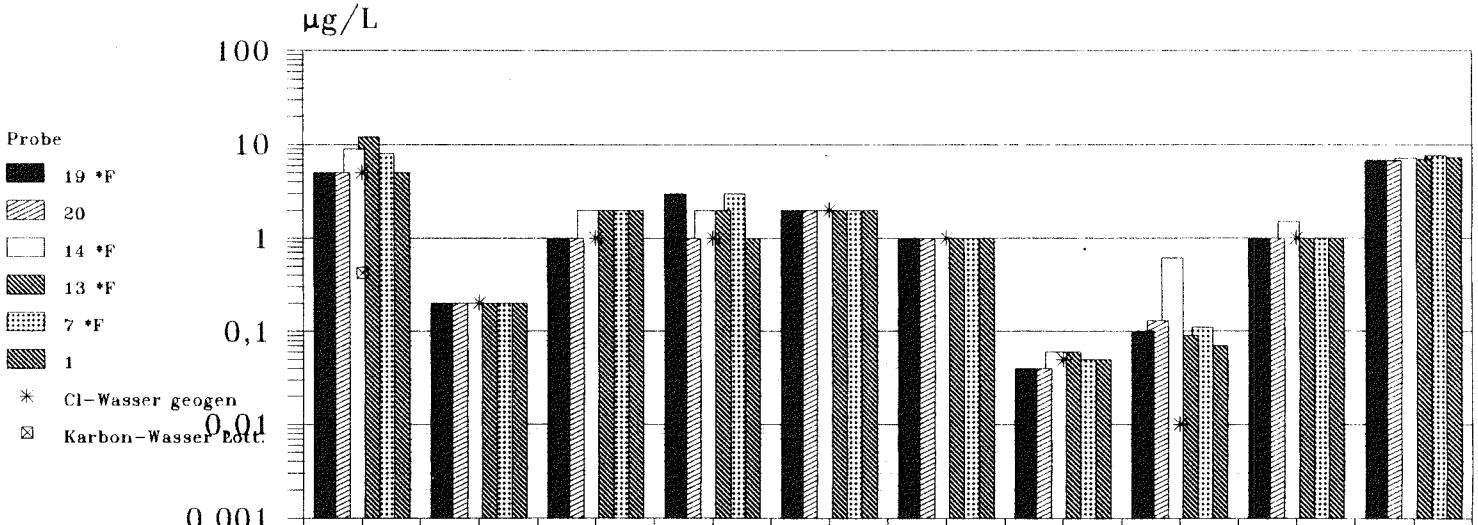
	CN	Cu	Ni	Cr	Pb	Co	V	EOX
19 °F	0,01	0,12	0,14	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
20	0,01	0,01	0,07	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
14 °F	0,01	0,1	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
13 °F	0,01	0,04	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
7 °F	0,01	0,04	0,05	0,01	0,05	0,01	0,05	0,02
1	0,01	0,04	0,05	0,01	0,05	0,01	0,16	0,02
Cl-Wasser geogen	0,01	0,08	0,05	0,01	0,13	0,01	0,1	
Karbon-Wasser Lott.		0,005	0,003	1,000E+30	0,002	0,002		

0,01mg/L< Zechen(20)-Mittelwert <0,1mg/L

°F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/14

W/E-Profil Grubenmischwasser
im Vergleich mit geogenen Wässern
Schnitt 1-3-5



	Cd	Hg	As	Sb	Be	Se	PAH	PCB	PCDM	HKW
19 °F	5	0,2	1	3	2	1	0,04	0,1	1	6,8
20	5	0,2	1	1	2	1	0,04	0,13	1	6,8
14 °F	9	0,2	2	2	2	1	0,06	0,61	1,49	7,2
13 °F	12	0,2	2	2	2	1	0,06	0,09	1	7
7 °F	8	0,2	2	3	2	1	0,05	0,11	1	7,7
1	5	0,2	2	1	2	1	0,05	0,07	1	7,3
Cl-Wasser geogen	5	0,2	1	1	2	1	0,05	0,01	1	
Karbon-Wasser Lott.	0,42									

Zechen(20)-Mittelwert < 10 µg/L

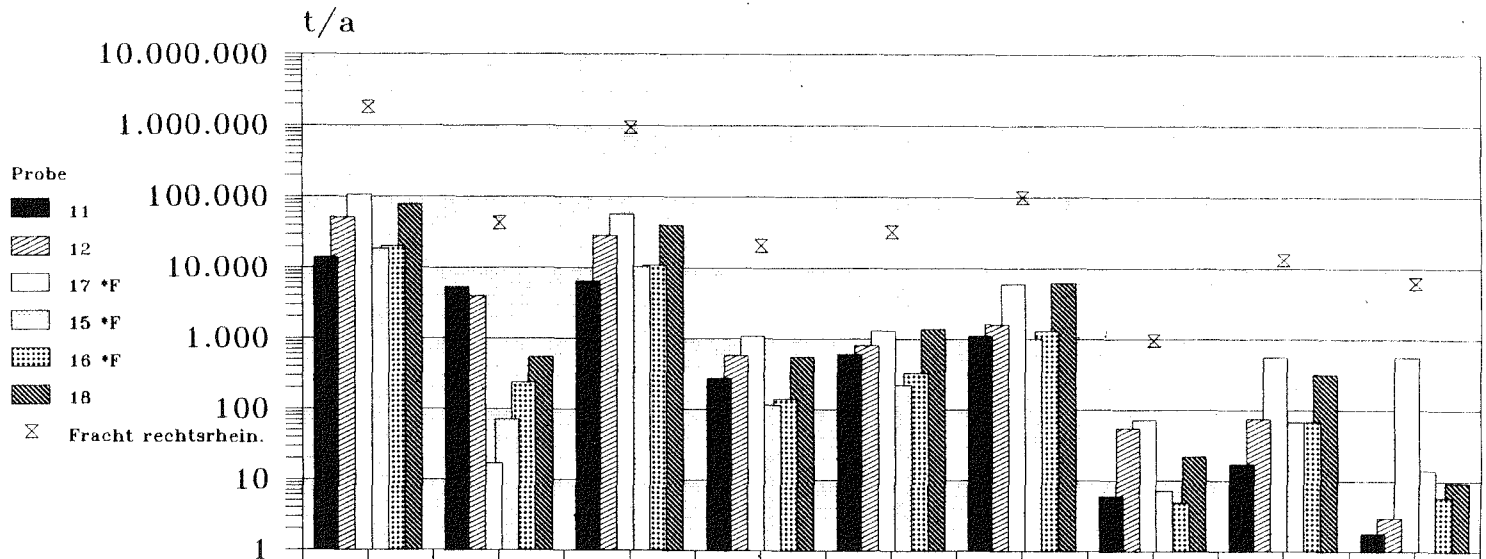
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/15

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 4



	Cl	(SO4)	Na	K	Mg	Ca	Li	Sr	Ba
11	14.147	5.235	6.355	275	601	1.096	5,9	17	1,77
12	51.211	3.927	28.737	582	811	1.592	54	74	2,95
17 *F	105.948	17	56.448	1.077	1.289	5.933	71	549	559
15 *F	18.953	71	10.400	115	224	1.013	7,12	67	14
16 *F	20.526	238	10.757	141	329	1.293	4,8	67	5,72
18	77.710	543	39.942	550	1.387	6.195	22	315	9,35
Fracht rechtsrhein.	1.758.098	41.956	915.624	20.606	32.300	96.870	926	13.156	6.000

Zechen(20)-Mittelwert > 10 t/a

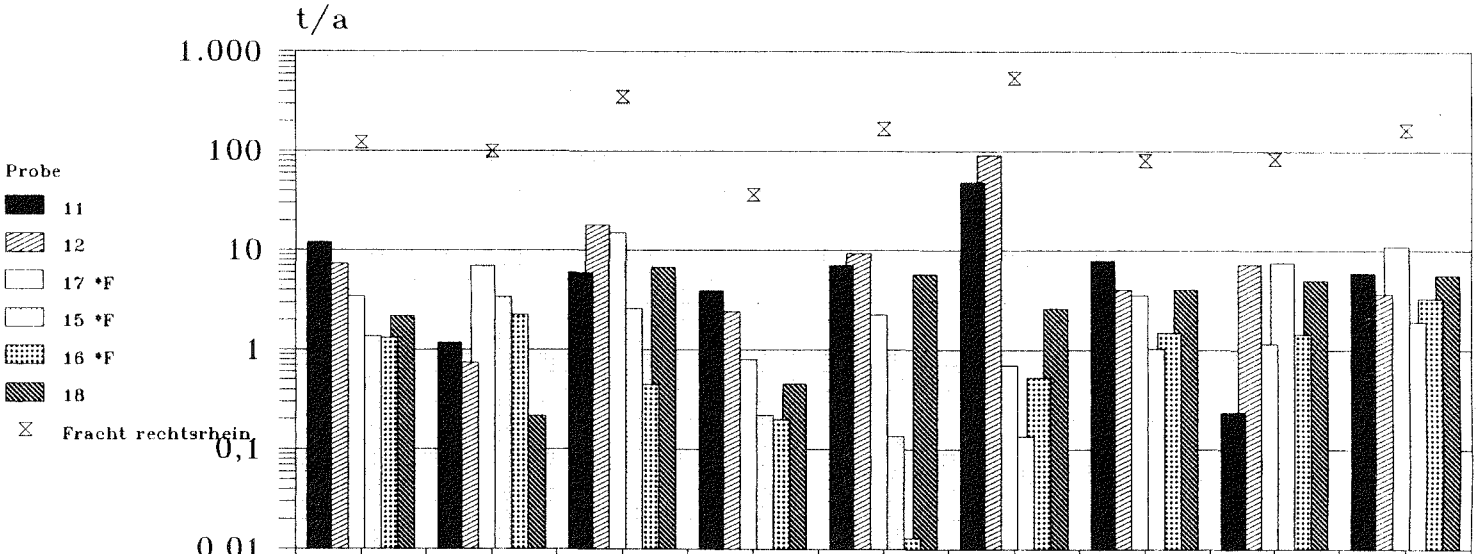
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/16

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 4



	SO3	NO3	NH4	F	B	Fe	Mn	Zn	TOC
11	12	1,18	5,9	3,9	7,07	48	7,78	0,236	5,9
12	7,37	0,737	18	2,43	9,36	91	4,05	7,22	3,68
17 *F	3,47	6,95	15	0,799	2,26	0,695	3,58	1,15	11
15 *F	1,37	3,42	2,6	0,219	0,137	0,137	1,03	7,53	1,92
16 *F	1,32	2,24	0,447	0,197	0,013	0,526	1,49	1,45	3,29
18	2,17	0,217	6,74	0,456	5,76	2,61	4,09	5,04	5,65
Fracht rechtsrhein.	122	98	350	36	166	540	80	83	162

1 t/a < Zechen(20)-Mittelwert < 10 t/a

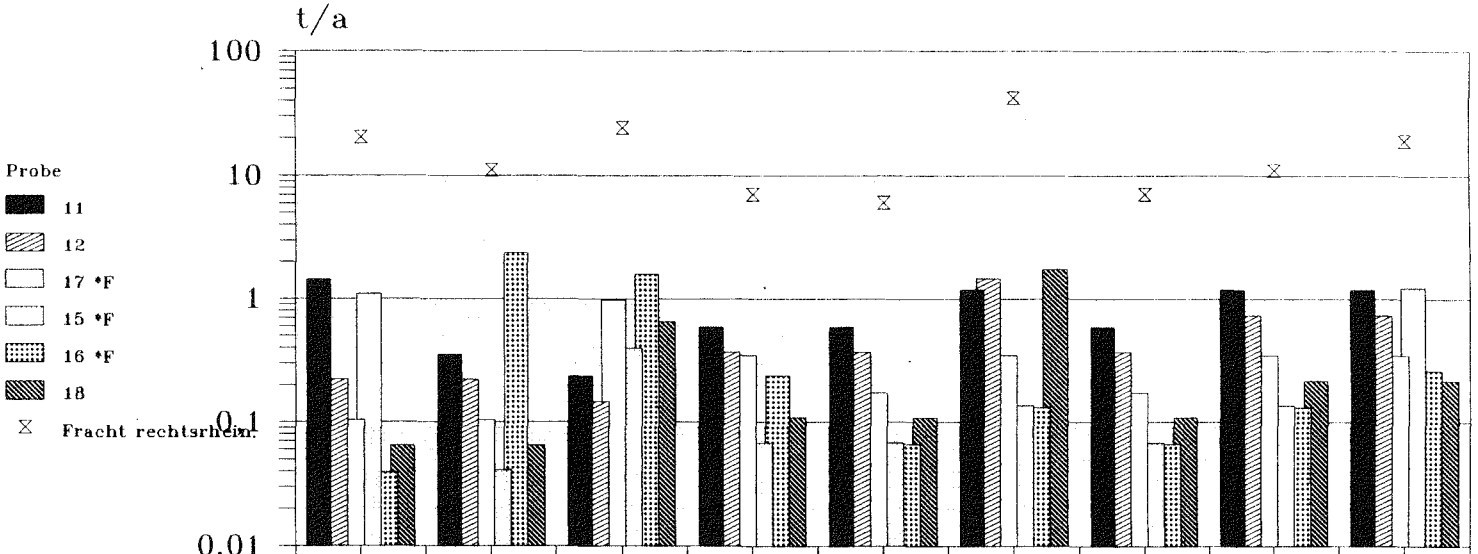
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/17

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 4



	S2	PO4	NO2	Ni	Pb	Al	V	Sn	P-KW
11	1,42	0,354	0,236	0,589	0,589	1,18	0,589	1,18	1,18
12	0,221	0,221	0,147	0,368	0,368	1,47	0,368	0,737	0,737
17 *F	0,104	0,104	0,973	0,347	0,174	0,347	0,174	0,347	0,347
15 *F	1,1	0,041	0,397	0,068	0,068	0,137	0,068	0,137	1,23
16 *F	0,039	2,37	1,58	0,237	0,066	0,132	0,066	0,132	0,263
18	0,065	0,065	0,652	0,109	0,109	1,74	0,109	0,217	0,217
Fracht rechtsrhein.	20	11	24	7	6	42	7	11	19

0,1 t/a < Zechen(20)-Mittelwert < 1 t/a

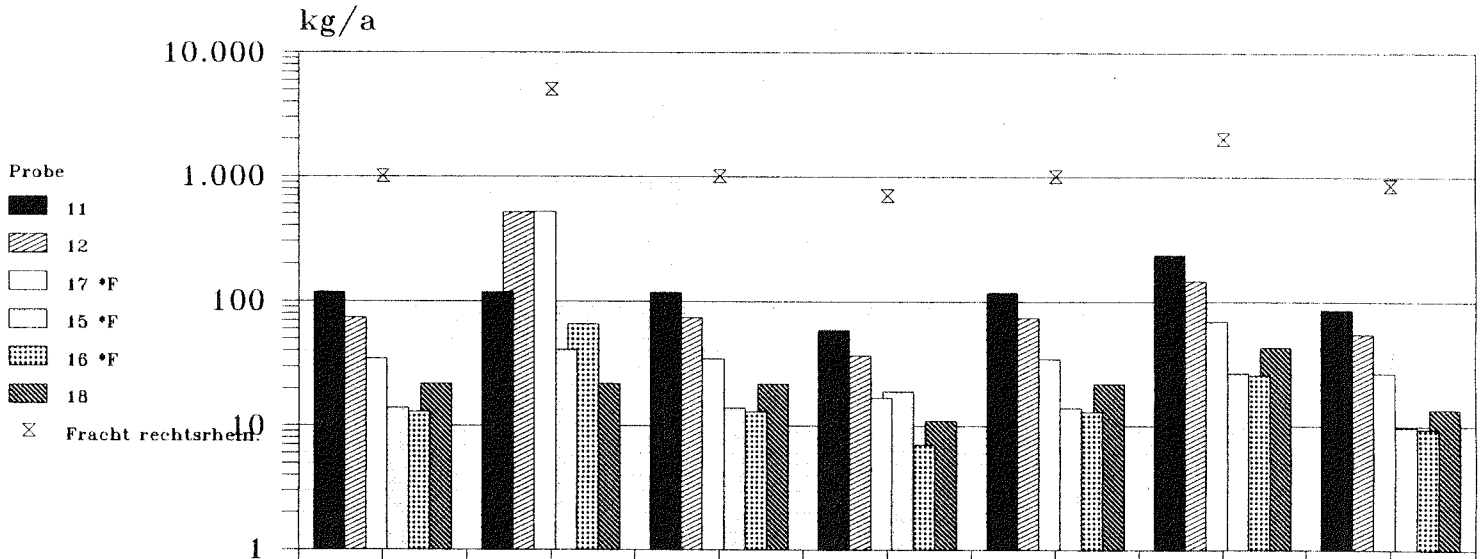
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/18

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 4



	CN	Cu	Cr	Cd	Co	EOX	HKW
11	118	118	118	59	118	236	86
12	74	516	74	37	74	147	55
17 *F	35	521	35	17	35	69	27
15 *F	14	41	14	19	14	27	9,85
16 *F	13	66	13	7	13	26	9,47
18	22	22	22	11	22	43	13,7
Fracht rechtsrhein.	1.000	5.000	1.000	700	1.000	2.000	850

10kg/a < Zechen(20)-Mittelwert < 100kg/a

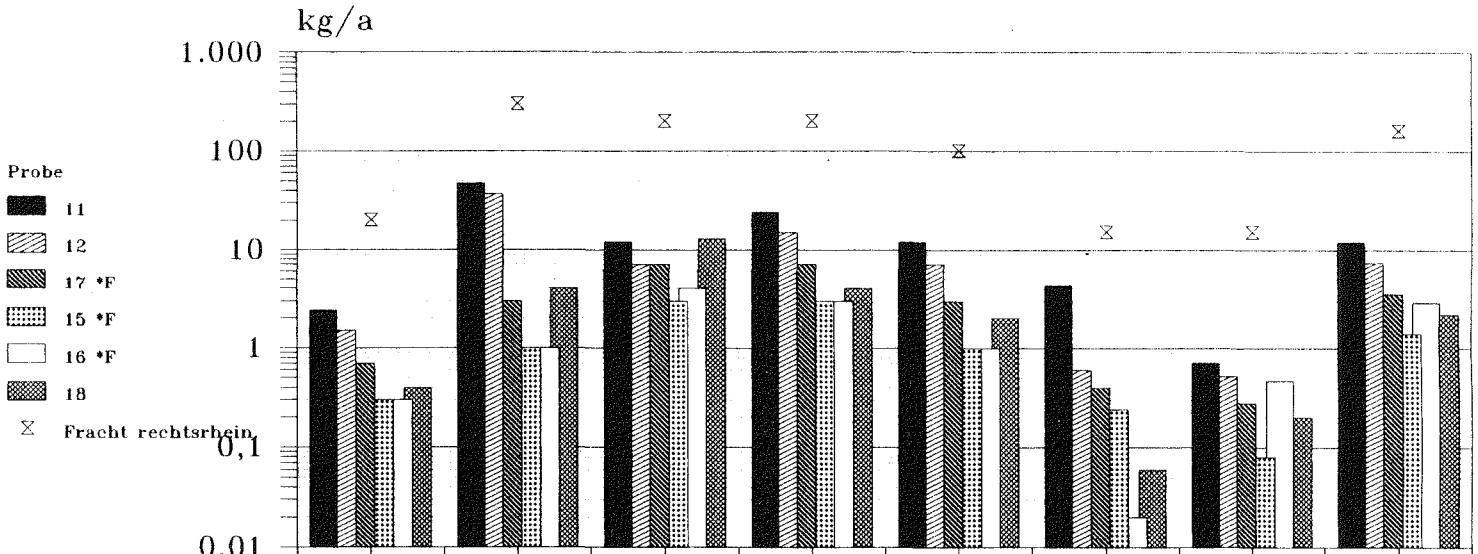
*F: Teil. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/19

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 4



	Hg	As	Sb	Be	Se	PAH	PCB	PCDM
11	2,4	47	12	24	12	4,3	0,71	12
12	1,5	37	7	15	7	0,6	0,52	7,4
17 *F	0,7	3	7	7	3	0,4	0,28	3,5
15 *F	0,3	1	3	3	1	0,24	0,08	1,4
16 *F	0,3	1	4	3	1	0,02	0,47	2,9
18	0,4	4	13	4	2	0,06	0,2	2,2
Fracht rechtsrhein.	20	300	200	200	100	15	15	160

Zechen(20)-Mittelwert < 10 kg/a

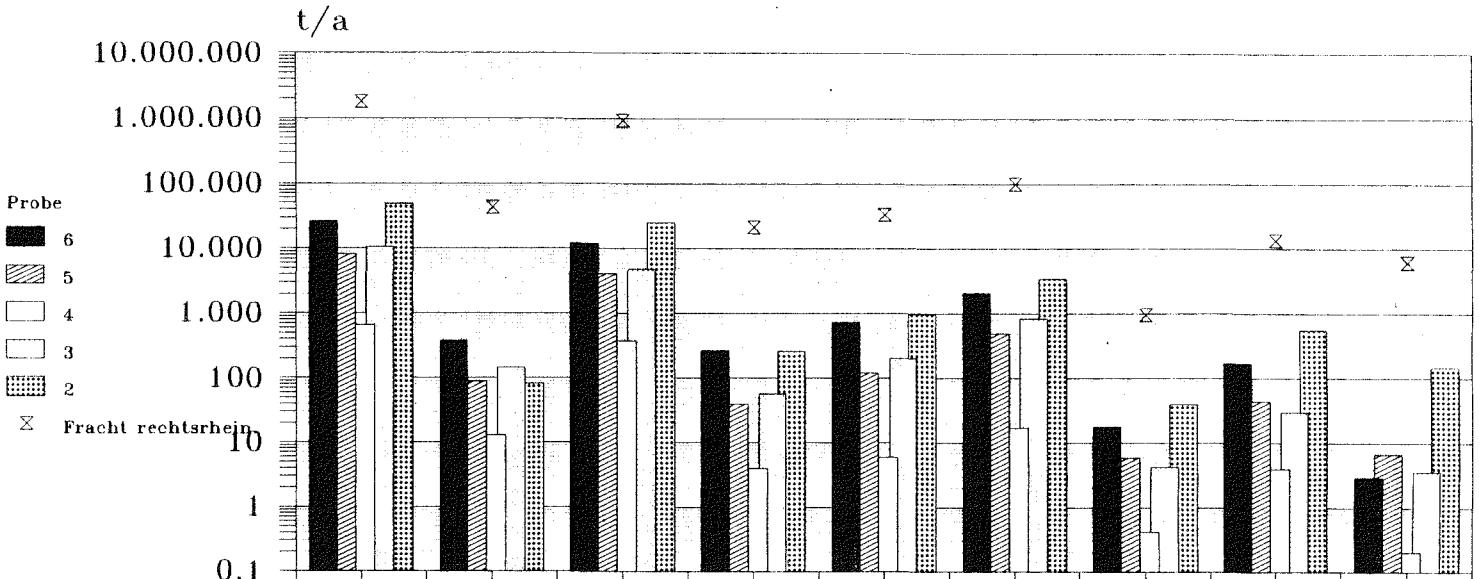
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/20

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 8



	Cl	(SO4)	Na	K	Mg	Ca	Li	Sr	Ba
6	26.192	379	12.054	268	734	2.070	18	171	2,86
5	8.068	87	4.073	40	121	492	5,84	44	6,78
4	644	13	376	4	6	17	0,419	4	0,201
3	10.358	146	4.791	57	202	835	4,21	30	3,63
2	48.316	82	24.694	259	990	3.418	40	560	147
Fracht rechtsrhein.	1.758.098	41.956	915.624	20.606	32.300	96.870	926	13.156	6.000

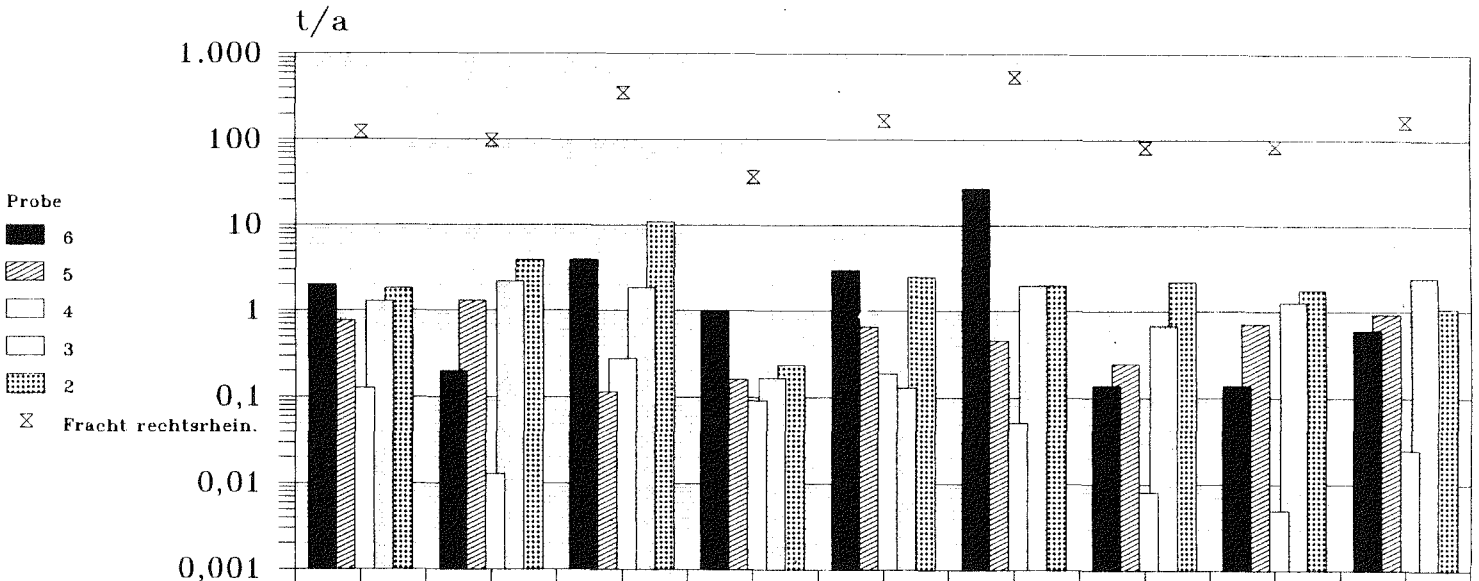
Zechen(20)-Mittelwert > 10 t/a

Abb. II.3/21

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 8



	SO3	NO3	NH4	F	B	Fe	Mn	Zn	TOC
6	1,98	0,198	3,97	1,01	2,94	27	0,139	0,139	0,595
5	0,768	1,31	0,115	0,161	0,653	0,461	0,246	0,715	0,922
4	0,126	0,013	0,278	0,092	0,189	0,051	0,008	0,005	0,025
3	1,3	2,2	1,81	0,168	0,129	1,94	0,673	1,28	2,46
2	1,79	3,94	11	0,233	2,51	1,97	2,18	1,74	1,07
Fracht rechtsrhein.	122	98	350	36	166	540	80	83	162

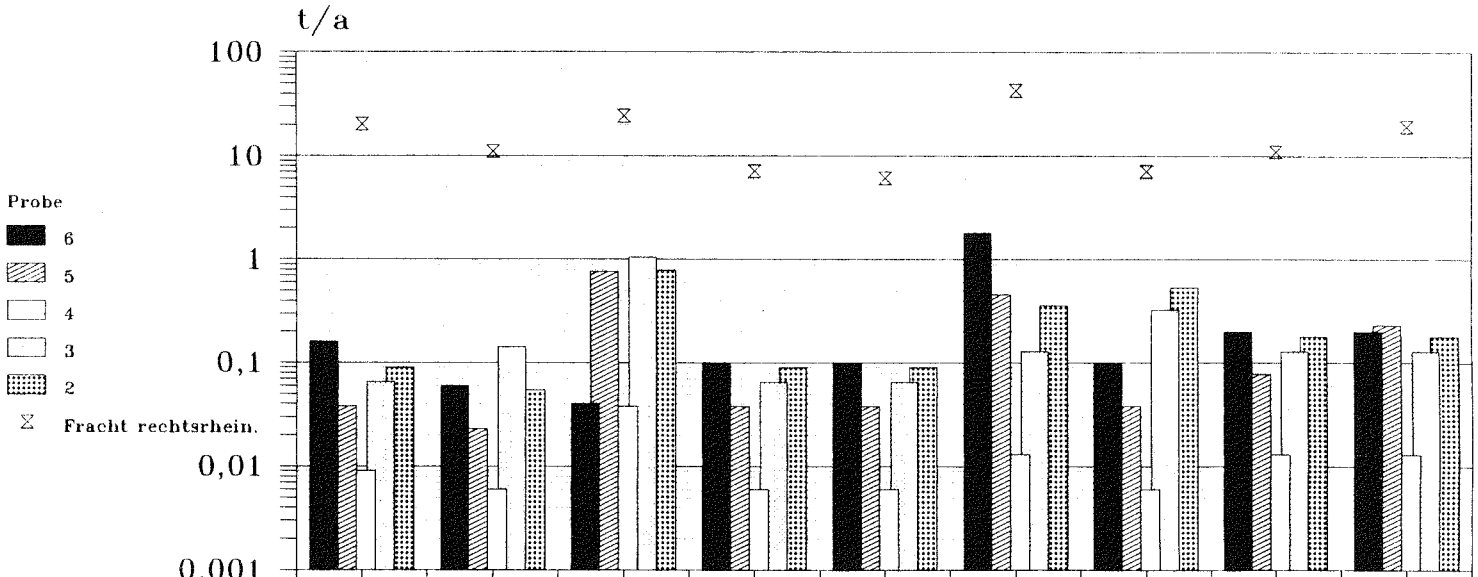
1 t/a < Zechen(20)-Mittelwert < 10 t/a

Abb. II.3/22

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 8



	S2	PO4	NO2	Ni	Pb	Al	V	Sn	P-KW
6	0,159	0,06	0,04	0,099	0,099	1,79	0,099	0,198	0,198
5	0,038	0,023	0,768	0,038	0,038	0,461	0,038	0,077	0,231
4	0,009	0,006	0,038	0,006	0,006	0,013	0,006	0,013	0,013
3	0,065	0,142	1,05	0,065	0,065	0,129	0,324	0,129	0,129
2	0,089	0,054	0,787	0,089	0,089	0,358	0,537	0,179	0,179
Fracht rechtsrhein.	20	11	24	7	6	42	7	11	19

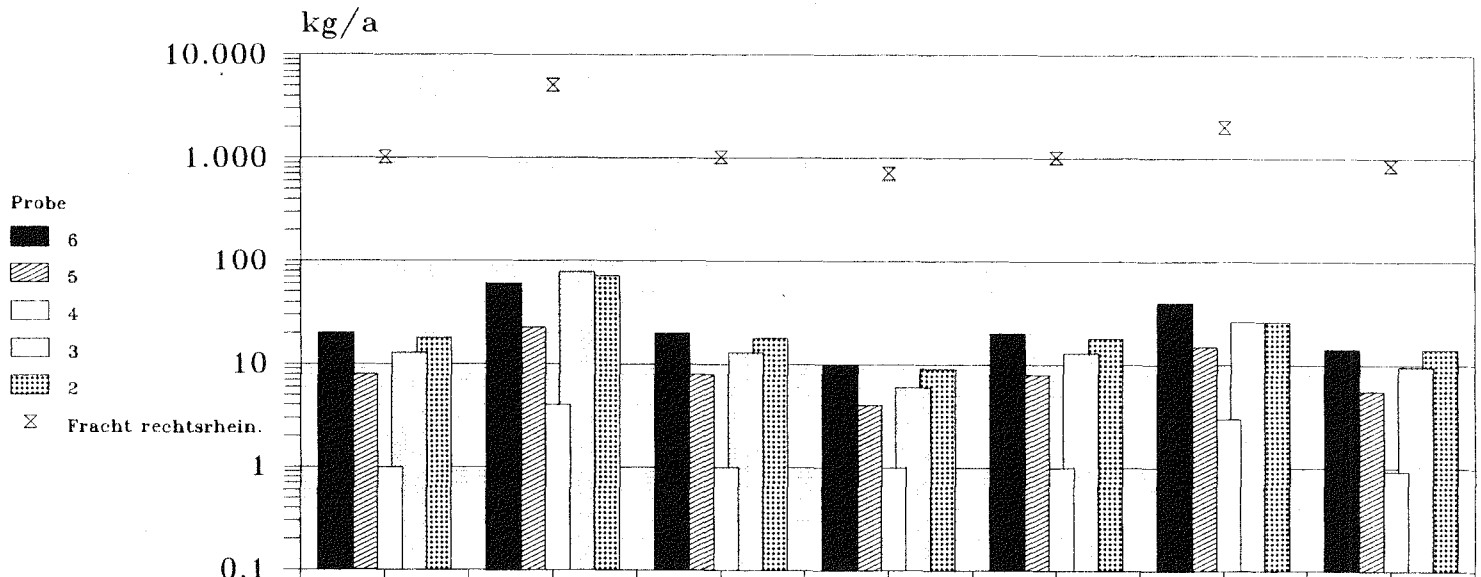
0,1 t/a < Zechen(20)-Mittelwert < 1 t/a

Abb. II.3/23

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 8



	CN	Cu	Cr	Cd	Co	EOX	HKW
6	20	60	20	10	20	40	14
5	8	23	8	4	8	15	5,6
4	1	4	1	1	1	3	0,935
3	13	78	13	6	13	26	9,58
2	18	72	18	9	18	26	14
Fracht rechtsrhein.	1.000	5.000	1.000	700	1.000	2.000	850

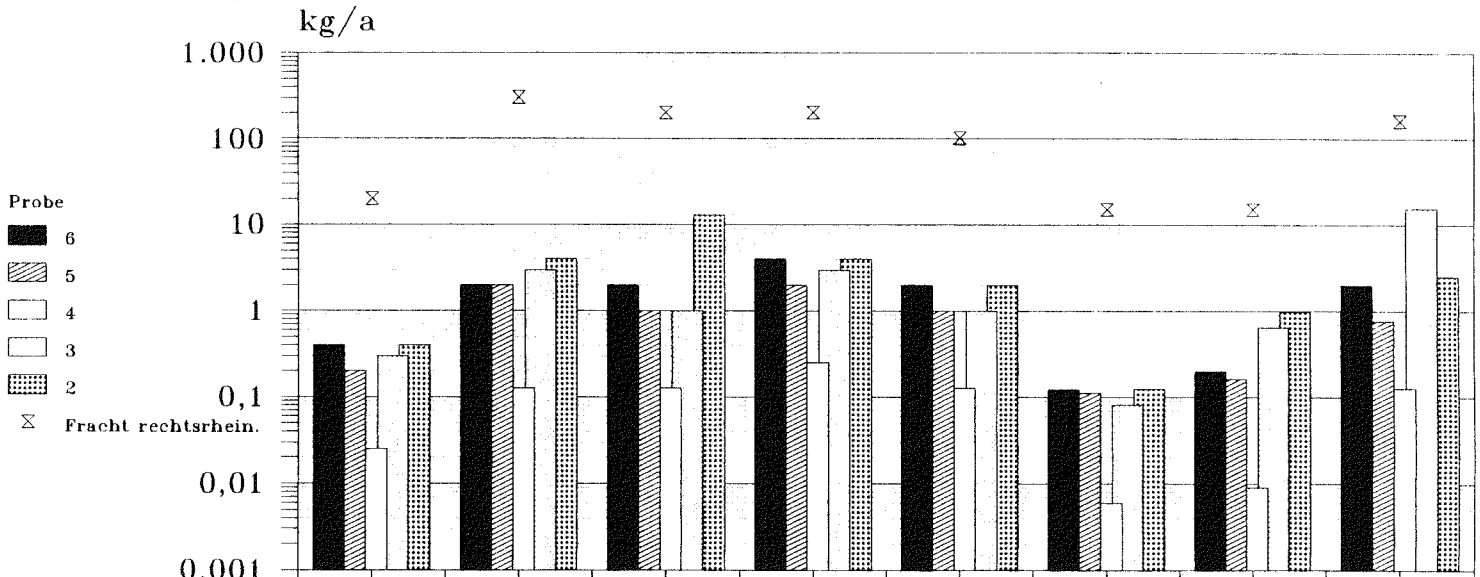
10kg/a < Zechen(20)-Mittelwert < 100kg/a

Abb. II.3/24

S/N-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 8



	Hg	As	Sb	Be	Se	PAH	PCB	PCDM
6	0,4	2	2	4	2	0,123	0,198	1,98
5	0,2	2	1	2	1	0,112	0,161	0,768
4	0,025	0,126	0,126	0,253	0,126	0,006	0,009	0,126
3	0,3	3	1	3	1	0,082	0,647	15,67
2	0,4	4	13	4	2	0,125	0,984	2,51
Fracht rechtsrhein.	20	300	200	200	100	15	15	160

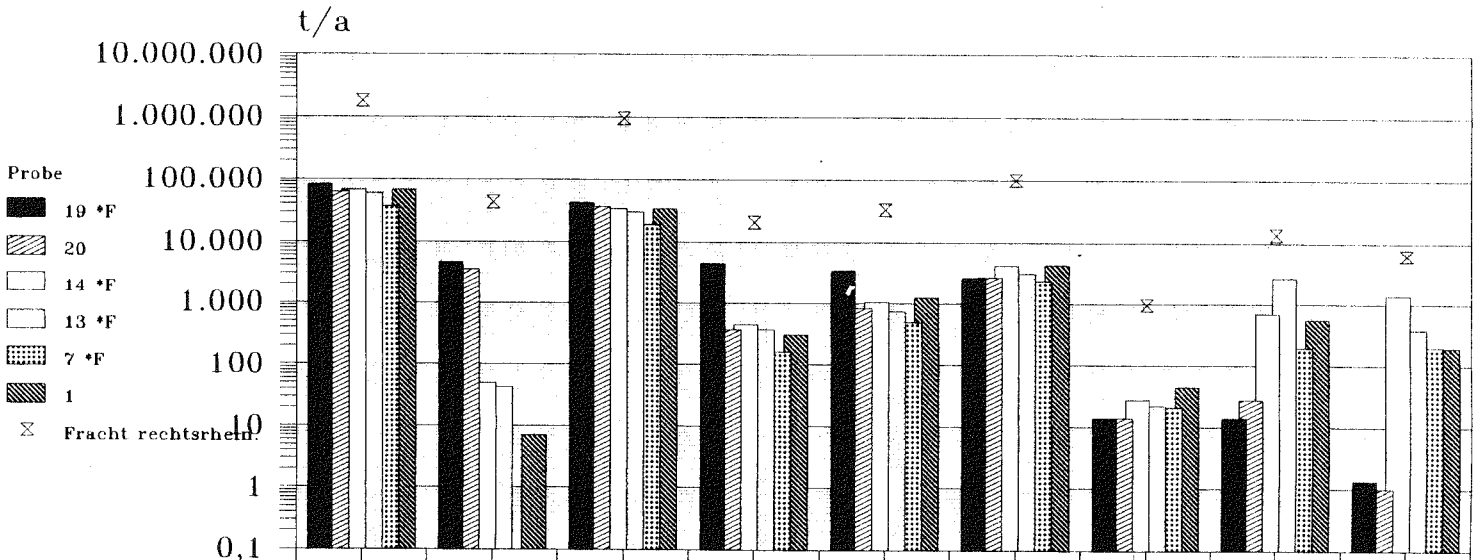
Zechen(20)-Mittelwert < 10 kg/a

Abb. II.3/25

W/E-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 1-3-5



	Cl	(SO4)	Na	K	Mg	Ca	Li	Sr	Ba
19 °F	82.895	4.596	42.525	4.370	3.326	2.586	14	14	1,33
20	62.343	3.474	36.679	368	821	2.670	14	28	1,02
14 °F	66.211	49	34.323	448	1.042	4.090	28	691	1.359
13 °F	58.561	43	30.300	374	736	3.088	22	2.647	377
7 °F	36.842		18.783	161	497	2.296	21	196	200
1	65.922	7	34.211	303	1.247	4.112	45	559	196
Fracht rechtsrhein.	1.758.098	41.956	915.624	20.206	32.300	96.870	926	13.156	6.000

Zechen(20)-Mittelwert > 10 t/a

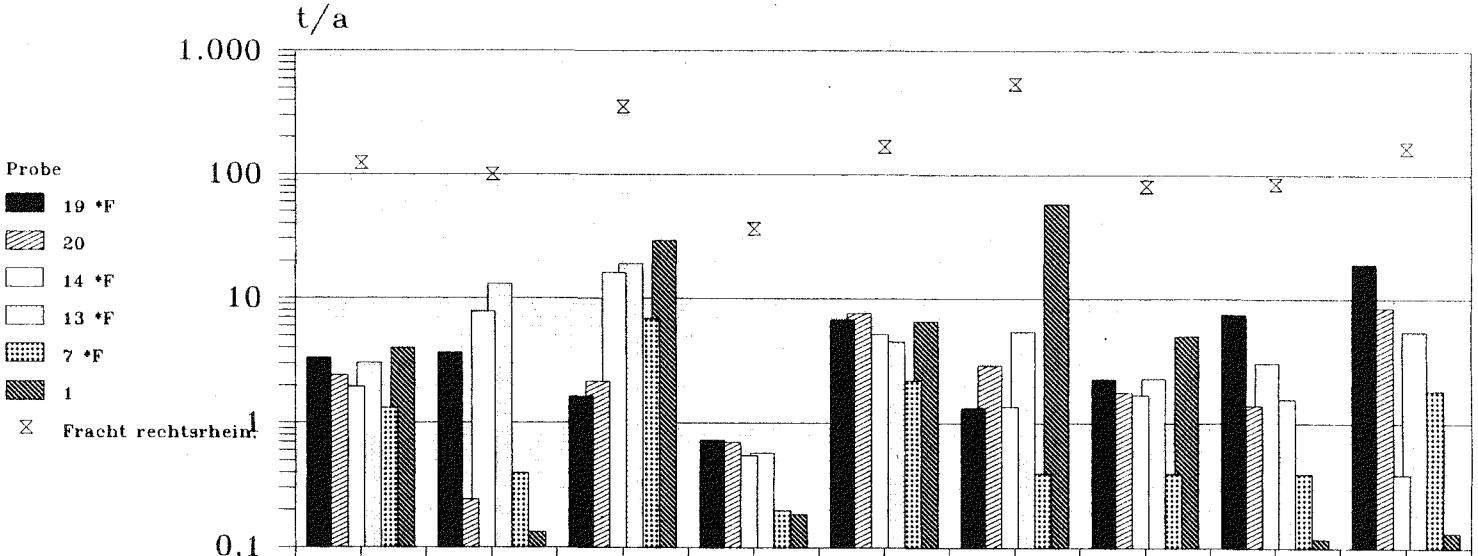
°F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/26

W/E-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 1-3-5



	SO3	NO3	NH4	F	B	Fe	Mn	Zn	TOC
19 *F	3,32	3,65	1,63	0,729	6,8	1,33	2,26	7,53	19
20	2,42	0,242	2,18	0,702	7,63	2,91	1,77	1,4	8,47
14 *F	1,95	7,8	16	0,545	5,22	1,36	1,69	3,06	0,389
13 *F	3,04	13	19	0,578	4,5	5,48	2,31	1,58	5,48
7 *F	1,32	0,395	6,84	0,197	2,22	0,395	0,395	0,395	1,84
1	3,95	0,132	29	0,184	6,65	58	5,03	0,118	0,132
Fracht rechtsrhein.	122	98	350	36	166	540	80	83	162

1 t/a < Zechen(20)-Mittelwert < 10 t/a

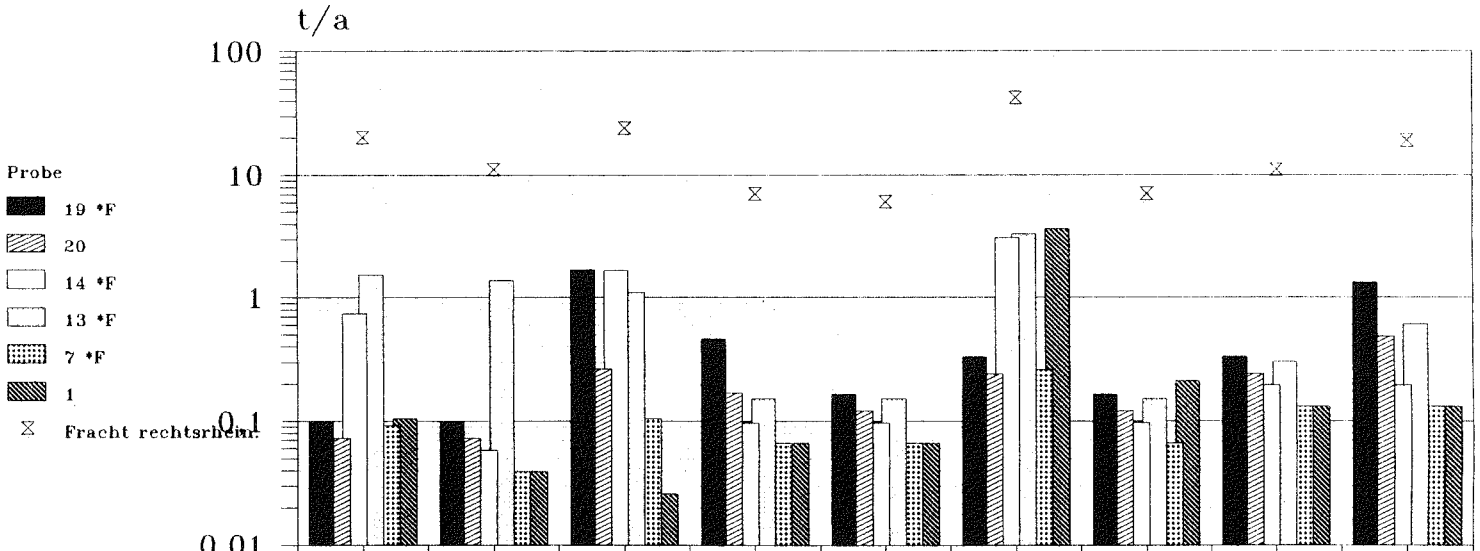
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/27

W/E-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 1-3-5



	S2	PO4	NO2	Ni	Pb	Al	V	Sn	P-KW
19 *F	0,099	0,099	1,66	0,464	0,166	0,332	0,166	0,332	1,33
20	0,073	0,073	0,266	0,169	0,121	0,242	0,121	0,242	0,484
14 *F	0,74	0,058	1,64	0,097	0,097	3,12	0,097	0,195	0,195
13 *F	1,52	1,37	1,1	0,152	0,152	3,35	0,152	0,304	0,608
7 *F	0,092	0,039	0,105	0,066	0,066	0,263	0,066	0,132	0,132
1	0,105	0,039	0,026	0,066	0,066	3,68	0,211	0,132	0,132
Fracht rechtsrhein.	20	11	24	7	6	42	7	11	19

0,1 t/a < Zechen(20)-Mittelwert < 1 t/a

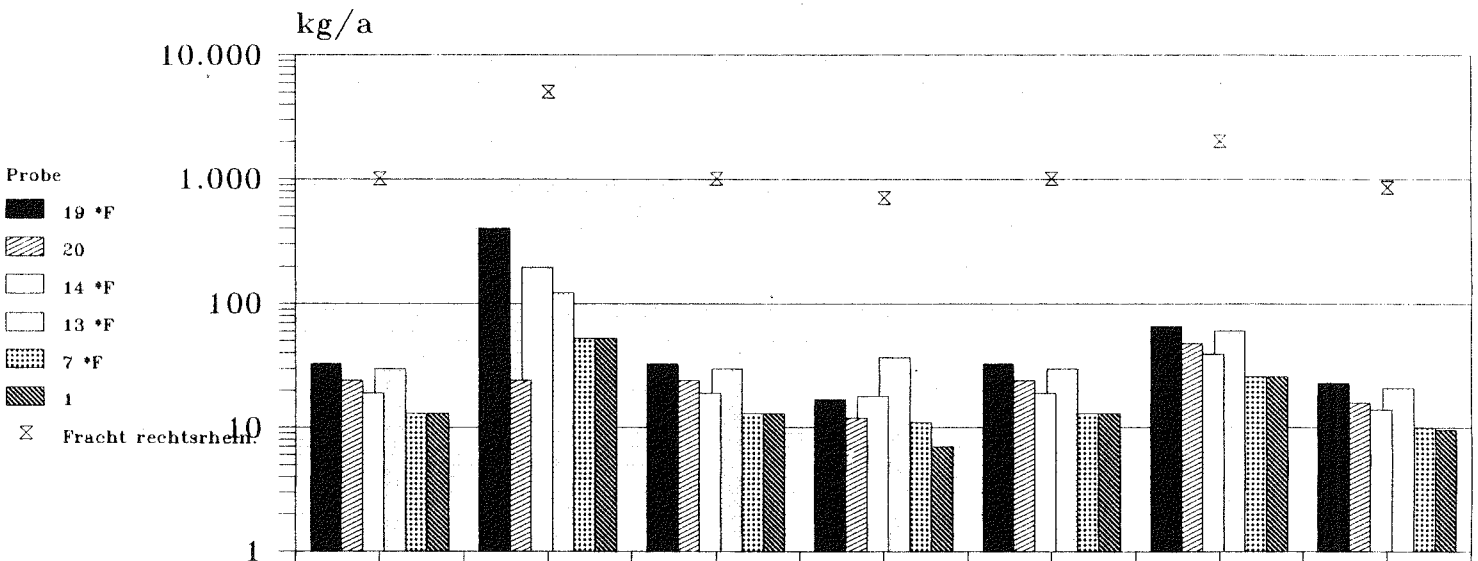
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/28

W/E-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 1-3-5



	CN	Cu	Cr	Cd	Co	EOX	HKW
19 *F	33	398	33	17	33	66	23
20	24	24	24	12	24	48	16
14 *F	19	195	19	18	19	39	14
13 *F	30	122	30	37	30	61	21
7 *F	13	53	13	11	13	26	10
1	13	53	13	7	13	26	9,6
Fracht rechtsrhein.	1.000	5.000	1.000	700	1.000	2.000	850

10kg/a < Zechen(20)-Mittelwert < 100kg/a

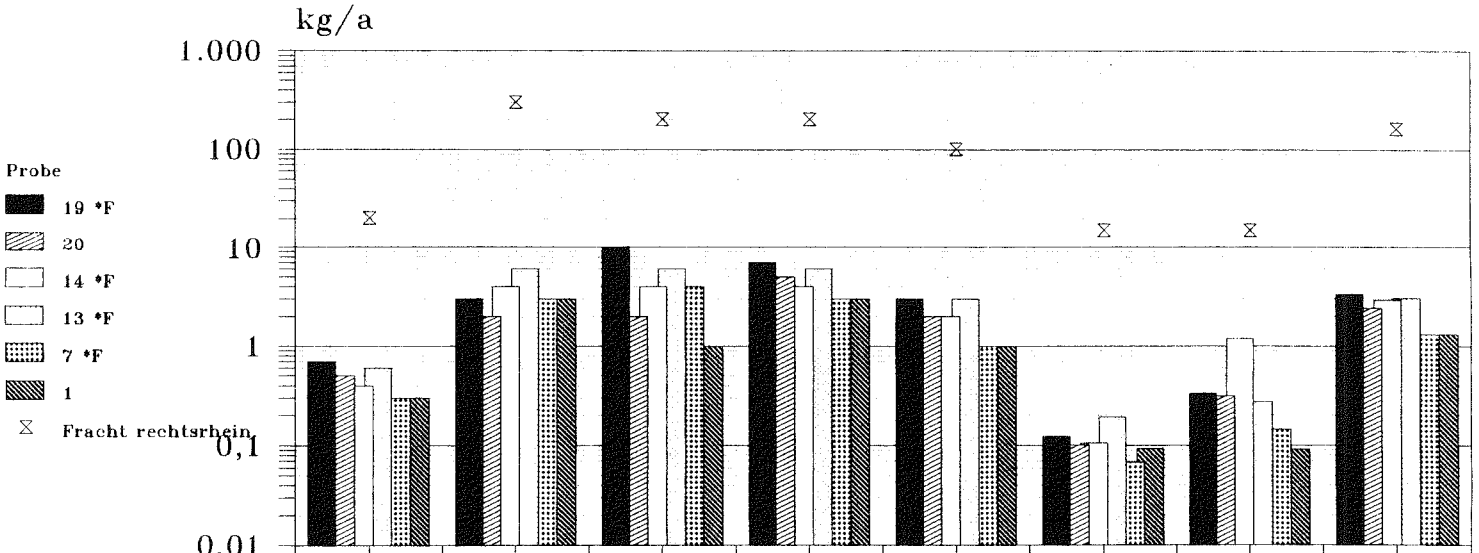
*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/29

W/E-Profil Grubenmischwasser

Fracht

Schnitt 1-3-5



	Hg	As	Sb	Be	Se	PAH	PCB	PCDM
19 *F	0,7	3	10	7	3	0,123	0,332	3,32
20	0,5	2	2	5	2	0,102	0,315	2,42
14 *F	0,4	4	4	4	2	0,107	1,19	2,9
13 *F	0,6	6	6	6	3	0,192	0,274	3,04
7 *F	0,3	3	4	3	1	0,068	0,145	1,32
1	0,3	3	1	3	1	0,093	0,092	1,32
Fracht rechtsrhein.	20	300	200	200	100	15	15	160

Zechen(20)-Mittelwert < 10 kg/a

*F: Teilm. f. Met.-Best. papierfiltriert

Abb. II.3/30

II.4
Geochemie

II.4.1
Einleitung

Im Bereich von Oberflächendeponien werden neben den bodenmechanischen und hydraulischen Eigenschaften des natürlichen Untergrundes als Ausdruck seiner **hydraulischen Barrierewirkung**, zunehmend die geochemische Zusammensetzung und das chemisch-physikalische Reaktionsvermögen des geologischen Untergrundes als wesentliche Bewertungskriterien für die Eignung eines Standortes im Hinblick auf die Einrichtung von Deponien in den Vordergrund gestellt. Diese **"geochemische Barriere"** gilt durch ihr Vermögen, Schadstoffe, die evtl. beim Versagen der künstlichen oder natürlichen Dichtung des Deponieuntergrundes emittiert werden können, wirksam zurückzuhalten, als letztes Sicherungssystem gegen umweltschädigende Emissionen aus der Deponie. Diese geochemischen Eigenschaften kommen umso stärker im Bereich von Untertagedeponien zur Geltung, wo aus dem Deponieraum emittierte Inhaltstoffe zwangsläufig allseitig durch mächtige Gesteinskörper migrieren müssen, bevor sie (evtl. über offene Grubenbaue) in die Biosphäre gelangen können (s. Kap. II.7). Die Reaktionszeiten zwischen dem Lösungsinhalt der flüssigen Phase (Grundwasser) und dem Festkörper (Gestein) dauern je nach den hydraulischen Eigenschaften des Nebengesteins unter diesen Bedingungen im allgemeinen sehr lange.

II.4.2
Mineralogische und geochemische Zusammensetzung der Gesteine

Sowohl der mineralogische Bestand als auch die stoffliche Zusammensetzung der Gesteine im Steinkohlengebirge sind aus einer Vielzahl von Untersuchungen bekannt. Für die geförderte Kohle sind es die laufenden Qualitätskontrollen und wissenschaftlichen Arbeiten im Hinblick auf ihre Eigenschaften bei der Energiegewinnung sowie bei ihrer technischen Verwendung. Die **Nebengesteine (Berge)** sind durch jüngere Untersuchungen im Hinblick auf ihr Verwitterungsverhalten auf Bergehalden und ihre Eigenschaften bei der Nutzung als Baustoffe hinlänglich bekannt. (ÖTTING 1980, SCHMIDT u. SCHÖPEL 1986, SCHÖPEL u. THEIN 1988, WIGGERING 1984, VAN BERK 1987, etc.)

II.4.2.1
Mineralogische Zusammensetzung

Die im Ruhrkarbon auftretenden Nebengesteine setzen sich mit abnehmender Häufigkeit im wesentlichen zusammen aus:

- Tonsteinen
- ± siltig-feinsandigen Tonsteinen ("Schieferton-Sandschieferton")
- Silt-Sandsteinen
- Sandsteinen und Konglomeraten
- ± kohligen Ton-Siltsteinen ("Wurzelböden")
- ± karbonatischen Tonen ("Toneisensteine")

Von der Mächtigkeit und Verbreitung her, spielen vor allem die siltigen Tonsteine und die Sandsteine eine wesentliche Rolle. Beide Hauptgesteinstypen sind sowohl vertikal wie auch lateral einem raschen Fazieswechsel unterworfen.

II.4.2.1.1
Tonsteine und siltig-sandige Tonsteine

Dieser Mischgesteinstyp zwischen relativ selten vorkommenden reinen Tonsteinen und mehr oder weniger stark sandigen Tonsteinen wird überwiegend aus folgenden Mineralien mit wechselnden relativen Anteilen gebildet (Reihenfolge mit abnehmender Häufigkeit):

- Tonmineralien (Kaolinit, Illit, Illit Mixed Layers, untergeordnet Montmorillonite, Chlorit)
- Quarz
- Feldspäte
- diagenetische Neubildungen:
  - Pyrit und andere Sulfide
  - Karbonate (Kalzit, Siderit)
  - Sulfate (Gips, Baryt)

Darüber hinaus treten kohlige Substanzen in unterschiedlichen Mengen auf.

II.4.2.1.2
Sandsteine und konglomeratische Sandsteine

Diese in stark wechselnden Mächtigkeiten und lateraler Ausdehnung im gesamten Ruhrkarbon vorkommenden Sandsteine (vgl. Kap. II.1) weisen nach SPICKERNAGEL (1988) im Schnitt folgende Mineralzusammensetzung auf:

- Quarz 60 bis 90 Gew.-%
- Tonmineralien 10 bis 30 Gew.-%
- Felspäte 5 bis 10 Gew.-%

II.4.2.1.3
Kohlige Ton-Siltsteine ("Wurzelböden")

Sie bilden meist die autochthone Basis der sie überlagernden Kohlenflöze und kommen gelegentlich auch an deren Top vor.
Sie stellen einen nur geringen Anteil an der Gesamtmächtigkeit der oben beschriebenen Gesteinstypen dar.

Vom geochemischen Aspekt her sind sie aber durch ihren meist hohen Anteil an Tonmineralien, kohligen Bestandteilen und karbonatischen Neubildungen im Hinblick auf die geochemische Barrierewirkung in der unmittelbaren Nachbarschaft der eingebrachten Abfälle von Bedeutung.

II.4.2.1.4
Karbonate und tonige Karbonate ("Toneisensteine")

Sie treten wie die Wurzelböden nur in untergeordneter Verbreitung auf. Sie stellen bankweise oder vor allem in Form von Konkretionen schichtweise auftretende diagenetische Neubildungen von ± durch Tone verunreinigten Karbonaten dar. Am häufigsten sind Siderit sowie Mischmineralien von Calzit und Ankerit. (Calzit tritt darüber hinaus vor allem in tektonisch beanspruchten Arealen als Kluft- und Gangfüllungen auf).

Die Karbonate, insbesondere Calzit, nehmen im Hinblick auf die Erhöhung des Säurepuffervermögens der Gesteine im Ruhrkarbon eine hervorragende Stellung ein.

II.4.2.1.5
Mittlere Mineralzusammensetzung der Nebengesteine

Aufgrund der stark schwankenden vertikalen und horizontalen Verteilung der einzelnen Gesteinsfazies ist eine Angabe des quantitativen Mineralbestandes für die einzelnen Typen schwierig und wenig sinnvoll. Das bei der Kohleförderung anfallende Bergematerial liefert am ehesten einen repräsentativen Querschnitt der im Liegenden und Hangenden der abgebauten Flöze anstehenden Gesteine. Nach SCHMIDT u. SCHÖPEL (1986) und KÜHN, et.al. (1982) setzen sich Waschberge des westdeutschen Steinkohlenbergbaus (im wesentlichen Ruhrrevier) wie folgt zusammen:

Mineral	Minimal Gehalt %	Maximal Gehalt %	Mittlerer Gehalt %
Illit	41	66	57
Kaolinit	1	25	10
Chlorit	1	5	< 2
Summe			
Tonmineralien	59	73	69
Quarz	11	27	17
Feldspat	1	4	< 2
Siderit	1	4	< 2
Dolomit	0	5	1
Calzit	0	1	< 1
Pyrit	Spuren	9	< 3
Schwerminerale	Spuren	9	< 3
Kohle	3	17	7

Tab.II.4/1 Mittlere Mineralzusammensetzung von Bergematerialien des Ruhrkarbons (nach KÜHN et al. 1982)

Es überwiegen damit Gesteine mit hohem Tonmineralanteil. Sandsteine mit hohen Quarz/Feldspat-Gehalten treten demgegenüber mengenmäßig in den Hintergrund.

II.4.2.1.6

Kohle

Die im rechtsrheinischen Ruhrrevier geförderte Kohle gehört nach KUKUK (1938) im wesentlichen in den Bereich der Gas- bis Fettkohlen mit relativ geringer bis mitt-

lerer Inkohlung und hohen bis mittleren Anteilen an flüchtigen Bestandteilen. Nur lokal kommen vor allem im Bereich des Niederrheins stärker inkohlte Kohlen bis hin zu anthrazitischer Kohle vor.

Es soll in diesem Kapitel nicht im Detail auf die Mazeralzusammensetzung und den organisch- und anorganisch-chemischen Bestand der Kohle eingegangen werden. Sie ist ausführlich aus zahlreichen Laborberichten und Publikationen bekannt. Die Bedeutung der Kohle im Hinblick auf eine geochemische Barriere ist im Vergleich zu der des Nebengesteins als relativ gering anzusehen, da zum einen die Kohle-Flöze nur ca. 2 % der Gesamtmächtigkeit der Gesteinssäule einnehmen, und die Kohle in den Bereichen der Deponieräume weitgehend abgebaut ist. Darüber hinaus ist - wie in den Abschnitten II.4.2.3.1 - 4.2.3.3 ausgeführt wird - das geochemische Reaktionsvermögen der kohligen Gesteine relativ gering.

II.4.2.2
Geochemische Zusammensetzung der Nebengesteine

II.4.2.2.1
Steinkohlengebirge

Detaillierte geochemische Analysen zu den einzelnen Gesteinstypen des Ruhrkarbons liegen nicht in repräsentativen Mengen vor. Aus den in Abschnitt II.4.2.1.5 genannten Gründen ist die Kenntnis der pauschalen chemischen Zusammensetzung der von Grund- und Sickerwässern durchströmten Gesteinsserien von stärkerem Interesse.

Sie ist im Rahmen der bei DMT durchgeführten Lysimeteruntersuchungen zur Verwitterung von Steinkohlebergen hinlänglich bekannt. Es wurden für Waschberge aus 5 Bergwerken des Ruhrkarbons folgende chemische Zusammensetzungen bestimmt:

		Minimal Wert	Maximal Wert	Mittelwert	Tongesteine nach TUREKIAN u.WEDEPOHL
Si	%	19,4	24,7	22,0	27,3
Al	%	9,3	11,9	10,7	8,0
Fe	%	2,27	3,88	2,94	4,72
Ti	%	0,66	0,87	0,76	0,46
Mn	%	0,03	0,10	0,05	0,09
Ca	%	0,19	0,85	0,47	2,21
Mg	%	0,79	1,13	0,91	1,50
Na	%	0,25	1,49	0,88	0,96
K	%	3,43	3,96	3,70	2,66
S(gesamt)	%	0,26	1,25	0,74	0,24
S(Sulfid)	%	0,14	0,79	0,49	-
Ba	ppm	390	570	500	580
Sr	ppm	83	138	114	300
Zn	ppm	80	300	135	95
Pb	ppm	31	61	40	20
Cu	ppm	37	62	47	45
Cr	ppm	130	190	145	90
As	ppm	4,3	48	20,4	13
Cd	ppm	0,0	0,13	0.07	0,30

Tab. II/4.2: Konzentration von Haupt- und Spurenelementen in Bergematerial des Ruhrkarbons (SCHMIDT u. SCHÖPEL 1984)

Die Konzentrationen an Haupt- und wichtigen Spurenbestandteilen stimmen damit weitgehend mit denen von Tongesteinen nach TUREKIAN u. WEDEPOHL (1961) publizierten mittleren Werten für Tongesteine überein. Hinzu kommen erhebliche Anteile an organischem Kohlenstoff aufgrund der ± hohen Kohlegehalte.

II.4.2.2.2
Deckgebirge

Die Gesteine der Deckschichten des Ruhrkarbons, die wie in Kap. II./1.3 ausgeführt, im wesentlichen aus mergelig-kalkigen, sandigen, untergeordnet auch evaporitischen Serien von Zechstein, Trias und vor allem Oberkreide und Tertiär bestehen, führen insbesondere in den mächtigen Karbonaten der Oberkreide, im Gegensatz zu den Gesteinen des Ruhrkarbons, Calzit als Hauptmineral. Die in den tonig-siltigen Gesteinen des Ruhrkarbons z.T. erheblichen Konzentrationen an Spurenmetallen liegen hier meist um eine Zehnerpotenz niedriger (HAMBACH 1988, THEIN nicht publ.). Gerade die Karbonate und Mergel spielen durch ihr hohes Säurepufferungsvermögen allerdings eine wesentliche Rolle im Hinblick auf das geochemische Rückhaltevermögen der Deponieumgebung.

Im einzelnen soll im Rahmen dieses Gutachtens nicht auf die geochemisch-mineralogischen Eigenschaften des Deckgebirges eingegangen werden. Sie spielen im Zusammenhang mit der Deponierung von Abfällen im Steinkohlengebirge allenfalls eine Rolle als geochemische Barriere gegen gelöste Stoffe, die in das Deckgebirgsniveau gelangen könnten, was nach den bisherigen Erkenntnissen kaum zu erwarten ist.

II.4.2.3
Geochemisches Rückhaltevermögen

Die wesentliche geochemische Bedeutung der Deponienebengesteine liegt in ihrem Rückhaltevermögen gegenüber aus dem Deponiegut freigesetzten Lösungsinhalten. Diese "geochemische Barriere" ist aufgrund von Feststoff-(Gestein)-Lösungsmittel-(Grundwasser)Reaktionen auf verschiedene Weise in der Lage, freigesetzte Schadstoffe zu fixieren und damit aus dem Grundwasser zu entfernen. Die wesentlichen Prozesse sind:

- physikalische Sorption an Kornoberflächen
- Fällung durch Reaktion mit Lösungsgenossen
- Fällung durch Veränderung der Eh-pH- und Salinitätsbedingungen (Überschreiten des Lösungsgleichgewichtes, Säure- und Basen-Pufferung)
- Fixierung durch chemisch-physikalische Reaktionen mit dem Festkörper (Ionenaustausch)

II.4.2.3.1
Kationenaustauschkapazität

Nach Untersuchungen von ÖTTING (1980) und eigenen Analysen an Nebengesteinen verschiedener Bergwerke des Ruhrreviers sind diese in der Lage, zwischen ca. 6 und 10 mmol (eq) 100 g Material (gebrochen auf < 2 mm Ø) an Kationen auszutauschen. Nach Literaturdaten (z.B. MATTHESS 1973, FÖRSTNER u. MÜLLER 1974) sind die im Ruhrkarbon vorkommenden Hauptmineralien daran in folgendem Maße beteiligt:

Quarz:	0,6	-	5,3	mmol (eq)/100 g
Feldspat:	1,0	-	2,0	
Kaolinit:	3	-	15	
Illit:	10	-	40	
Chlorit:	10	-	40	
Montmorillonit:	70	-	150	

II.4.2.3.2

Säure-Puffervermögen

Einen wesentlichen Einfluß auf das Lösungsverhalten von emittierten Inhaltstoffen hat der pH-Wert des Transportmediums. Durch Reaktionen mit dem Gestein (Protonen- und Hydroxylionenaustausch) werden, in Abhängigkeit von der Gesteinszusammensetzung, unterschiedlich große Mengen an Säurebildnern gebunden bzw. freigesetzt, und damit der pH-Wert der Lösung verändert bzw. konstant gehalten. Dieses "Säurepufferungsvermögen" verhindert insbesondere eine Versauerung der umgebenden Grundwässer und damit eine verstärkte Schwermetall-Lösung aus Abfall- und Nebengestein bzw. "neutralisiert" stark saure oder basische Sickerwässer.

Zahlreiche, bei DMT durchgeführte Langzeittitrationen an Bergematerialien weisen für Nebengesteine des Ruhrkarbons in Abhängigkeit ihrer Karbonat-, Sulfid- und Tonmineralkonzentration, ein Säurepufferungsvermögen zwischen ca. 150 und 800 mmol/1000 g (< 2 mm Ø) bis zum pH-Wert von 4,3 aus. Die Deckgebirgsgesteine haben, entsprechend ihren hohen Calzitgehalten ein erheblich stärkeres Puffervermögen.

Langzeitversuche (im Rahmen eines vom Land NW geförderten F+E-Vorhabens), bei denen basische Eluate von Abgängen aus Müllverbrennungsanlagen sowie Schwermetallführende saure und basische Testlösungen mit Gesteinen des Ruhrkarbons im Verhältnis Lösung:Gestein = 10:1 in Anlehnung an DEV-S 4 in Kontakt gebracht wurden, zeigen, daß sich bereits nach wenigen Tagen ± neutrale pH-Werte in der Lösung einstellen, lediglich bei stark NaCl-führenden Lösungen (Eluat mit künstlichem Grubenwasser) ist der Puffervorgang langsamer. Bei leicht erhöhten Temperaturen allerdings läuft der pH-Ausgleich, wie bei den salzfreien Lösungen, erheblich schneller ab (Abb. II.4/1, II. 4/2).

Am reaktivsten erweisen sich hierbei die Gesteine mit hohem Tonmineralanteil sowie karbonat- (kalk-)reiche Gesteine. In der Testserie wurde für letzteren Gesteinstyp ein kalkreiches Eisenerz jurassischen Alters herangezogen.
Insbesondere die saure Testlösung (Anfangs-pH-Wert = 5) erreicht mit einem karbonischen Tonstein und Schluffstein (sandiger Schieferton) sowie dem kalkigen Gestein nach längstens 10 Tagen Reaktionszeit pH-Werte zwischen 6,5 und 7,5. Bei erhöhter Temperatur (70° C) liegt der erreichte pH-Wert im Kontakt zum Schieferton nach 50 Tagen um 0,7 höher (7,3) als bei normaler Raumtemperatur (6,6).
Noch deutlicher ist der Temperatureinfluß bei den Reaktionen mit der basischen Testlösung (Anfangs-pH-Wert = 12). Der Schieferton bewirkt innerhalb von 100 Tagen eine Reduktion des pH-Wertes auf 9,2 bei normaler Raumtemperatur. Bei 70° C pendelt sich bereits nach 20 Tagen ein konstanter pH-Wert von ca. 8,0 ein.
Am trägsten reagieren die Kohle und kohlereiche Gesteine (Wurzelböden) sowie der Sandstein.

Generell gehen die pH-Wert-Veränderungen mit Veränderungen des Redoxpotentials (Eh-Wert) einher. Mit fallenden pH-Werten steigt das Redoxpotential bis auf Eh-Werte um 550 mV (bei pH-Werten von 7-5) an (Abb. II.4/3). Es ist allerdings zu berücksichtigen, daß die bislang durchgeführten Versuche zwar in geschlossenen Reaktionsgefäßen, aber nicht unter sauerstoff-freier Schutzatmosphäre durchgeführt wurden.

II.4.2.3.3
Schwermetallsorption

Alle untersuchten Gesteine adsorbieren in unterschiedlich starkem Maße Metalle aus den Testlösungen. Dabei ist unabhängig von der Schwermetall-führenden Lösung und dem beobachteten Schwermetall allgemein folgende Reihung der Sorptionsfähigkeit zu beobachten:

> Kalkiges Eisenerz > Schieferton > sandiger Schieferton > Wurzelboden > Sandstein > Kohle.

Die Sorptionsisothermen (Abb. II/4.4 - II/4.9) weisen in den ersten beiden Tagen, in denen das Gestein mit der Lösung in Kontakt steht, einen sehr steilen Verlauf zu niedrigen Restkonzentrationen in der Lösung auf. Die Kurve flacht allmählich ab, und die Lösung zeigt nach 10 bis 20 Tagen ± konstante Gehalte der einzelnen Metalle.

Die untersuchten Metalle (**Cd**, **Zn**, **Pb**, **Cu**, **Cr**, **Ni**) werden dabei, entsprechend ihren geochemischen Eigenschaften, unterschiedlich stark aus der Lösung sorbiert. Für toniges Gestein stellt sich folgende Sorptionsreihe ein (Abb. II/4.10):

Cr > Cu > Pb > Zn > Ni > Cd

Diese Reihenfolge der Adsorption ist generell für die übrigen untersuchten Gesteine ähnlich.

Wesentlich für die Beurteilung des Sorptionsvermögens der die UTD umgebenden Gesteine ist deren Verhalten gegenüber realen Eluaten von in die Deponie zu verbringenden Abfällen (s. Kap. III). Als Beispiel hierfür wurden Rea-Salze von Müllverbrennungsanlagen einmal mit destilliertem Wasser, zum anderen mit einem künstlichen, stark NaCl-führenden Grubenwasser nach dem DEV-S4-Verfahren eluiert. Mit destilliertem Wasser werden 135 mg/l, mit Grubenwasser unter gleichen Bedingungen 212 mg/l Blei aus den Rea-Salzen gelöst. Zink wird mit destilliertem Wasser verstärkt eluiert, während Cadmium in beiden Lösungen kaum mobilisierbar ist.

Umgekehrt wurde aus den Grubenwassereluaten Blei langsamer adsorbiert als aus den Eluaten mit destilliertem Wasser (Abb. II.4/11)). Die Bleikonzentrationen nehmen aus dem Eluat mit destilliertem Wasser in Kontakt mit Schieferton innerhalb von 24 Tagen von anfänglich 135 mg/l auf 21 mg/l ab, im Grubenwassereluat geht die Bleikonzentration von 212 mg/l auf 54 mg/l nach 24 Tagen zurück. Nach einer Versuchsdauer von 75 Tagen ist in beiden Lösungen kein Blei mehr nach nachweisbar.

Sandstein und Kohle zeigen nur geringe sorbierende Wirkung, in beiden Eluaten sind nach 75 Tagen noch zwischen 70 mg/l und 88 mg/l Blei in Lösung.

Die Zink-Konzentrationen nehmen innerhalb von wenigen Tagen an der Rea-Gips-Lösung mit Grubenwassergehalte im Bereich der Nachweisgrenze ab. Auch in der Lösung mit dest. Wasser sind nach 25 Tagen nur noch Gehalte zwischen 0,4 und 4,7 mg/l zu messen (Abb. II.4/12).

Die Cadmiumkonzentrationen bleiben während der gesamten Versuchsdauer gleichbleibend niedrig (Abb. II.4/13).

In allen Fällen erweist sich die pH Wert-Veränderung als wesentlicher steuernder Faktor für die Lösungs- bzw. Fällungsreaktionen der einzelnen Metalle. Abb. II-4.14 zeigt deutlich die stark pH-abhängige Konzentration von Blei in Eluaten des Rea-Gipses. Die Blei-Konzentrationen sind bei gleichen pH-Werten durch Bildung löslicher Chlorokomplexe generell erheblich höher in den stark salzhaltigen Grubenwassereluaten. Die rapide pH-Wert-Neutralisierung läßt erwarten, daß auch die übrigen nicht untersuchten Schwer- und Buntmetalle, deren Löslichkeiten überwiegend stark Eh-pH-abhängig sind, relativ schnell aus der Lösungsphase durch chemisch-physikalische Reaktionen entfernt und immobilisiert werden.

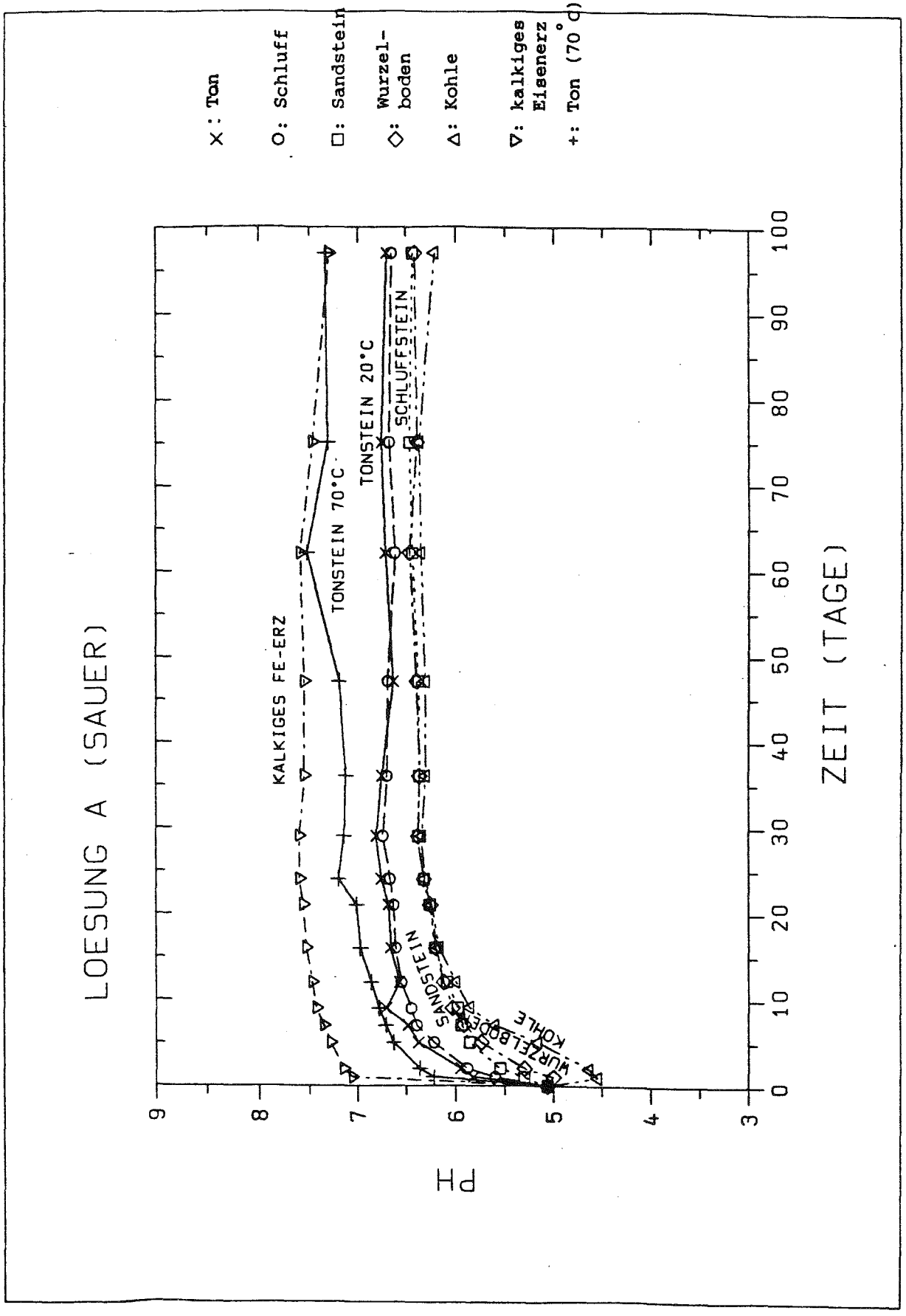


Abb. II.4/1 pH-Wert-Veränderung einer sauren Schwermetall-Lösung im Kontakt zu unterschiedlichen Gesteinen des Ruhrkarbons

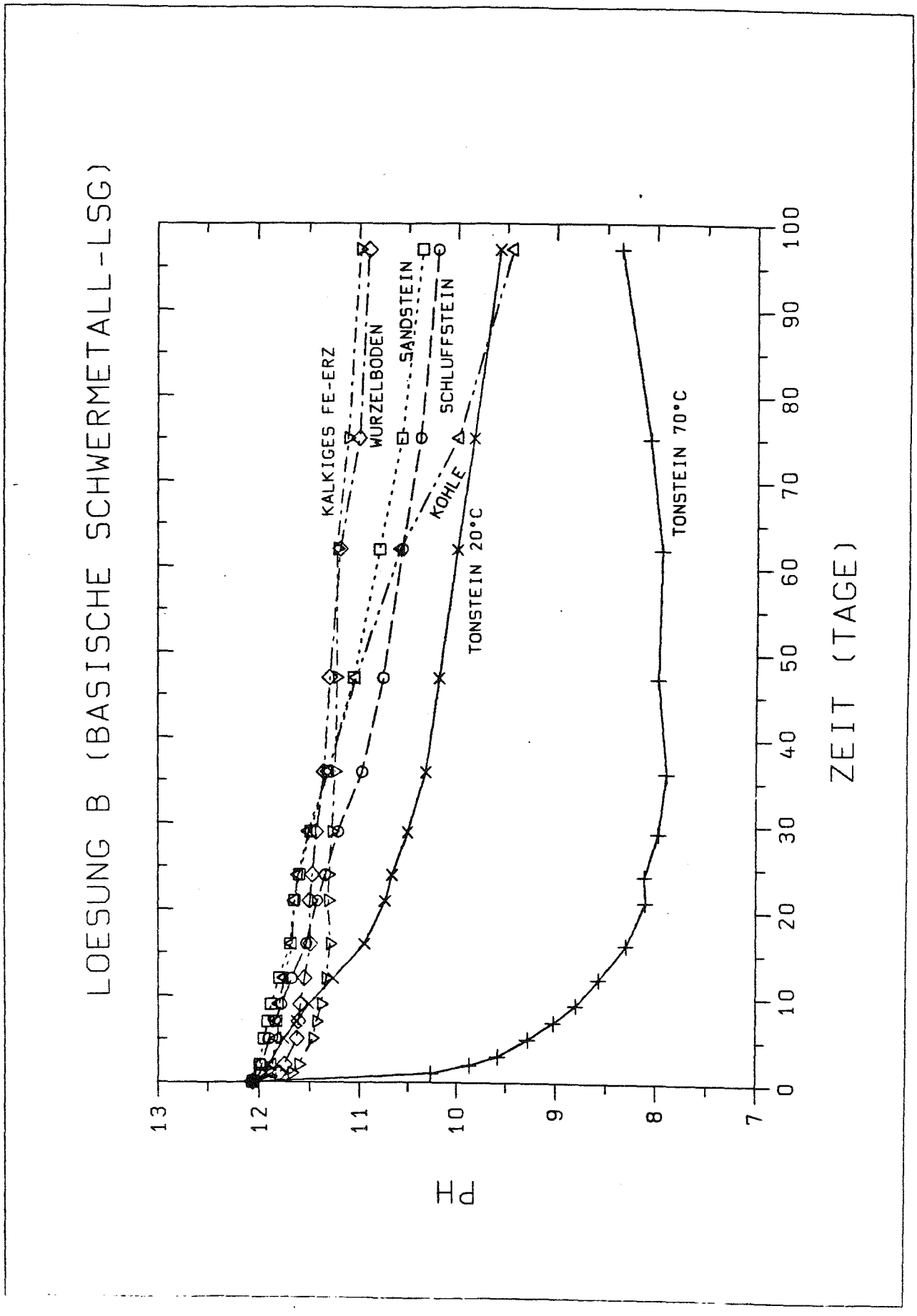


Abb. II.4/2 pH-Wert-Veränderung einer basischen Schwermetall-Lösung im Kontakt zu unterschiedlichen Gesteinen des Ruhrkarbons

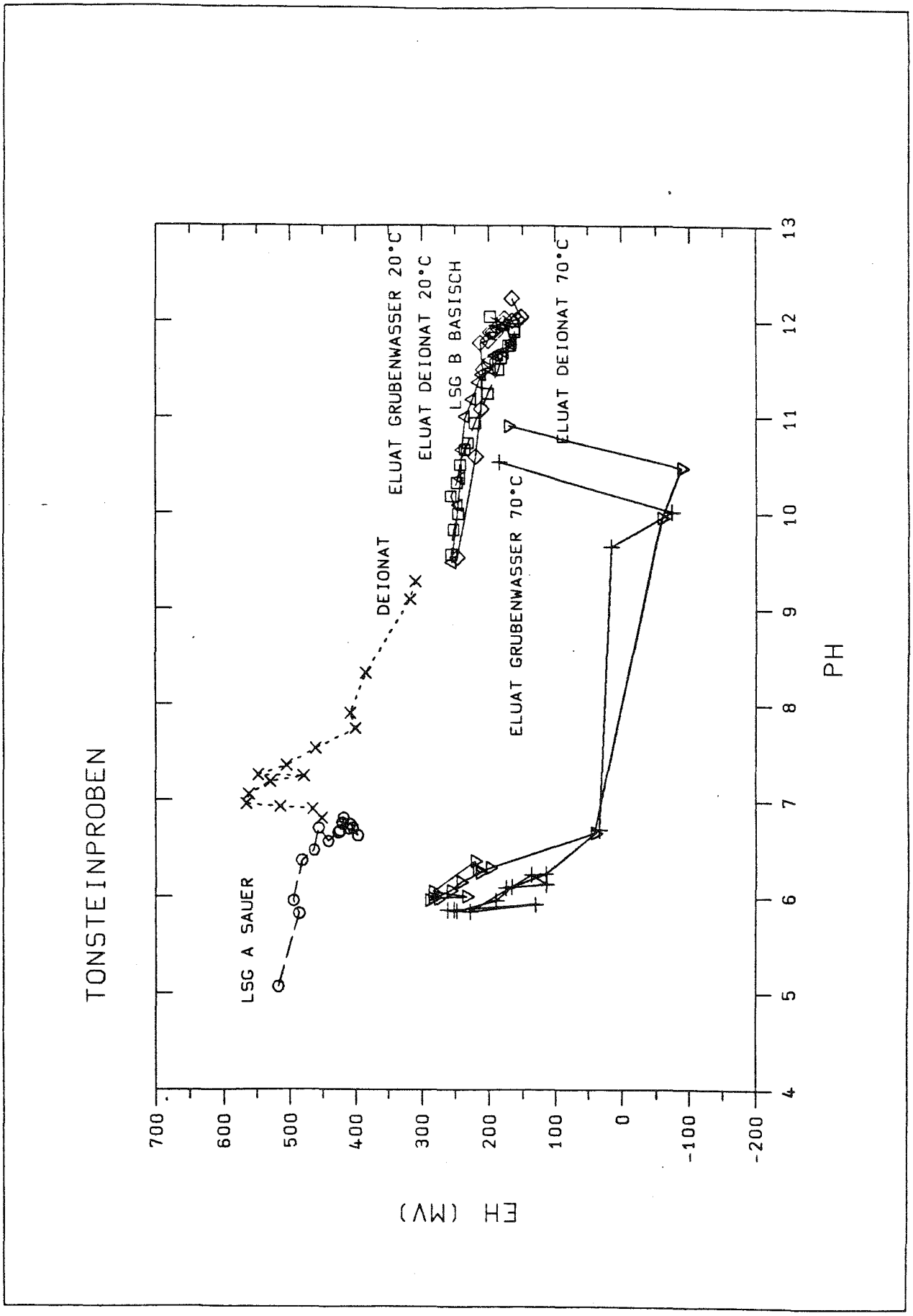


Abb. II.4/3 Eh-pH-Wert-Veränderung von Lösungen unterschiedlicher Zusammensetzung im Kontakt zu einem karbonischen Tonstein

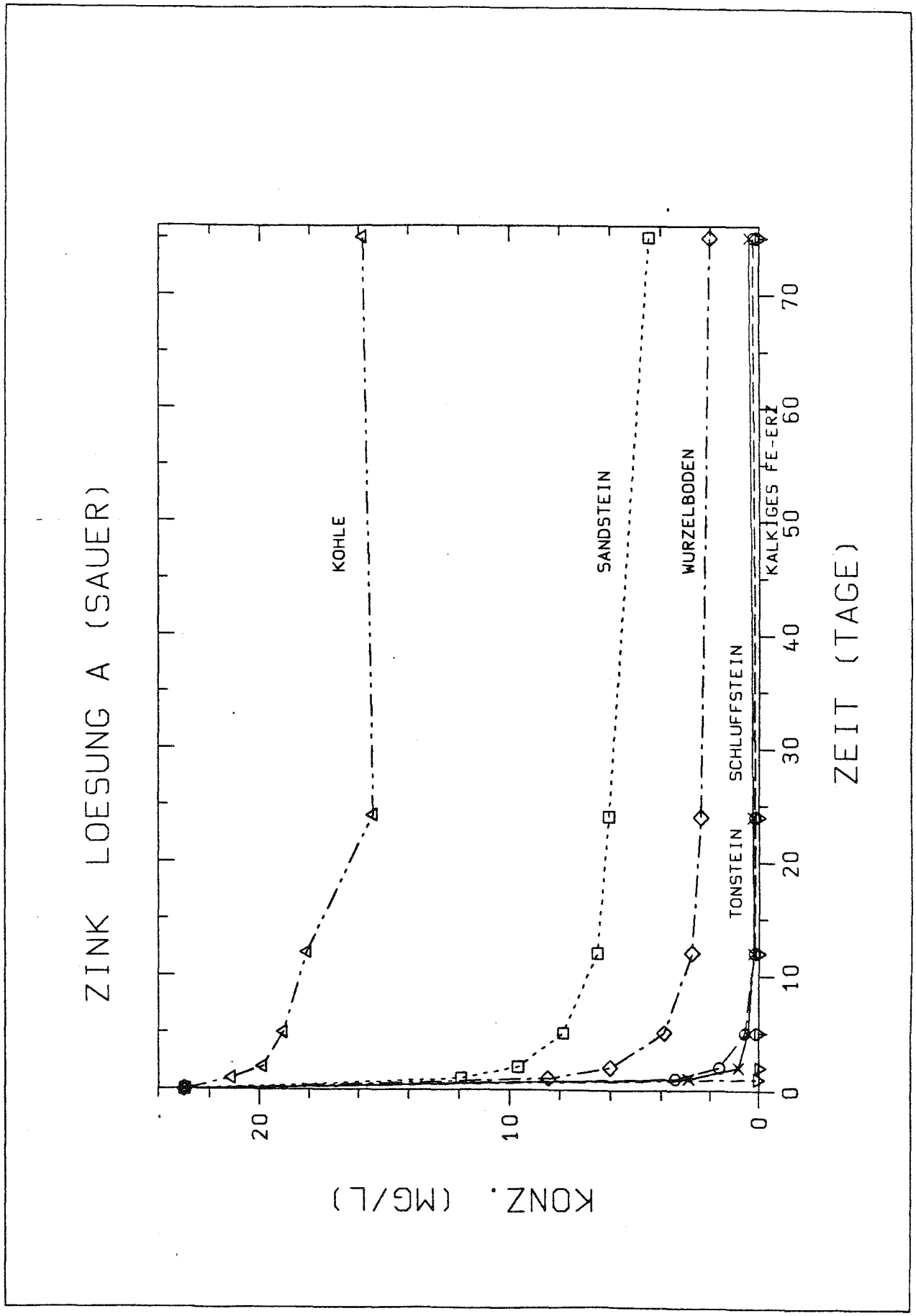


Abb. II.4/4 Veränderung der Zink-Konzentrationen einer sauren Lösung im Kontakt zu Gesteinen des Ruhrkarbons

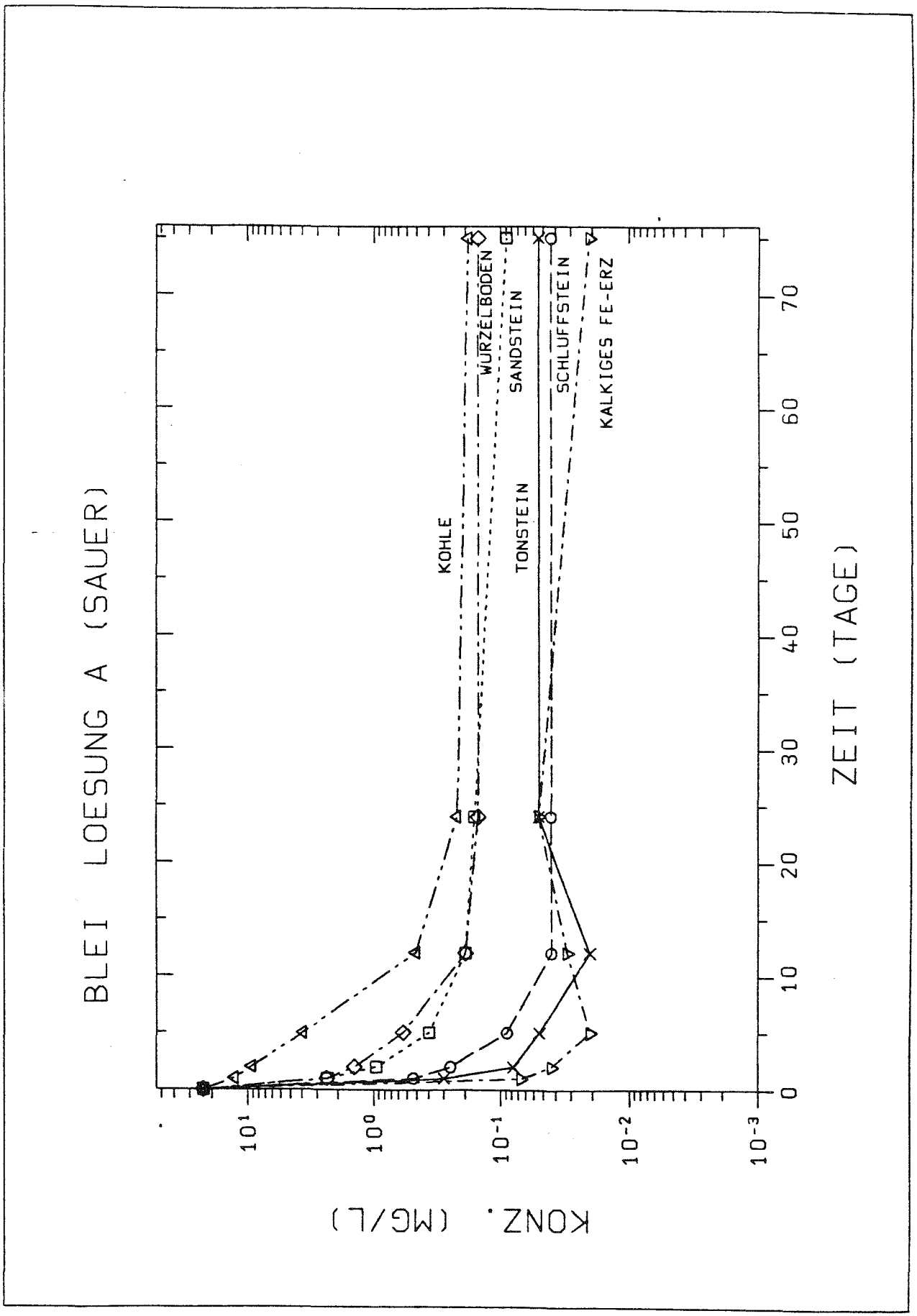


Abb. II.4/5 Veränderung der Blei-Konzentrationen einer sauren Lösung im Kontakt zu Gesteinen des Ruhrkarbons

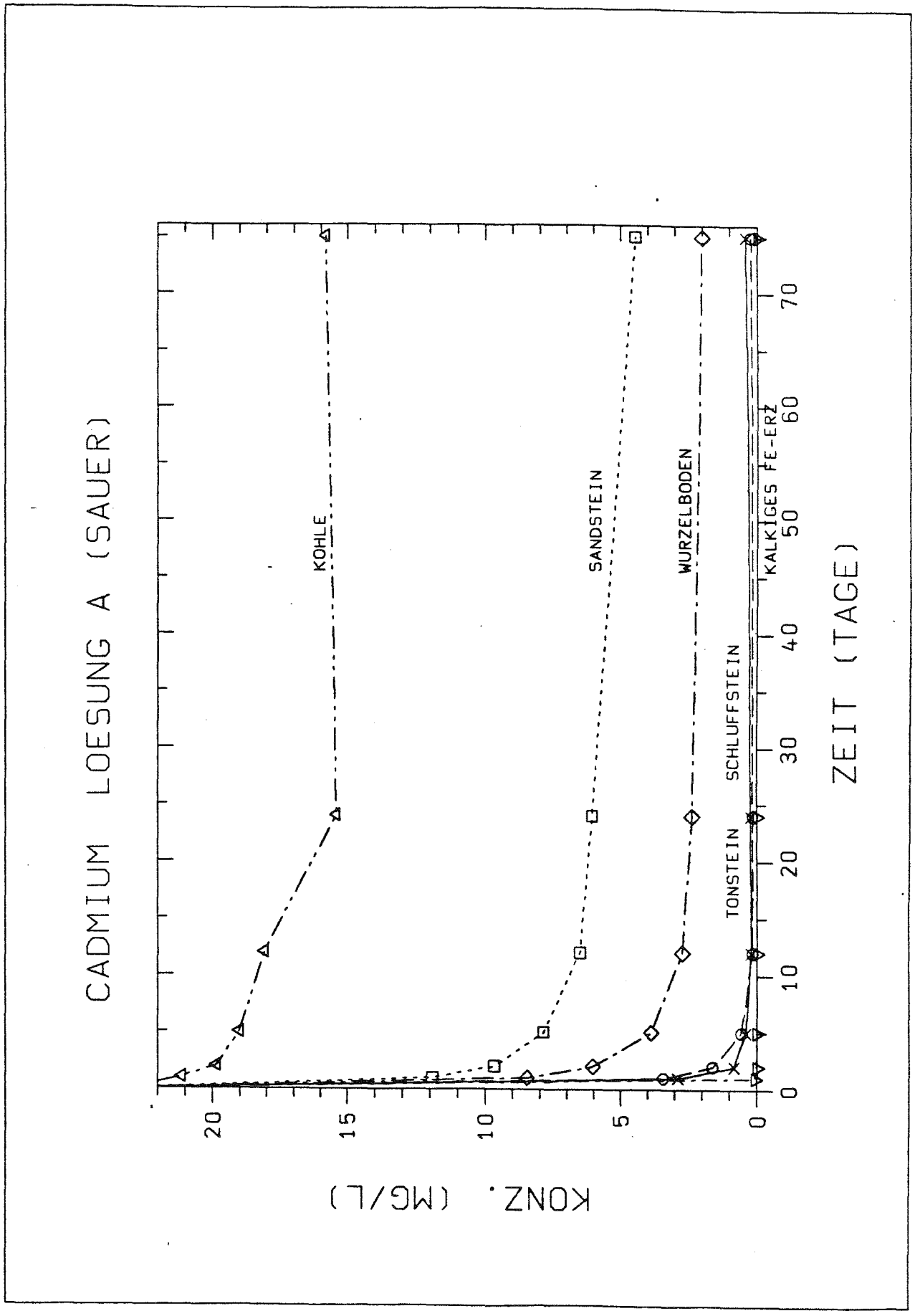


Abb. II.4/6 Veränderung der Cadmium-Konzentrationen einer sauren Lösung im Kontakt zu Gesteinen des Ruhrkarbons

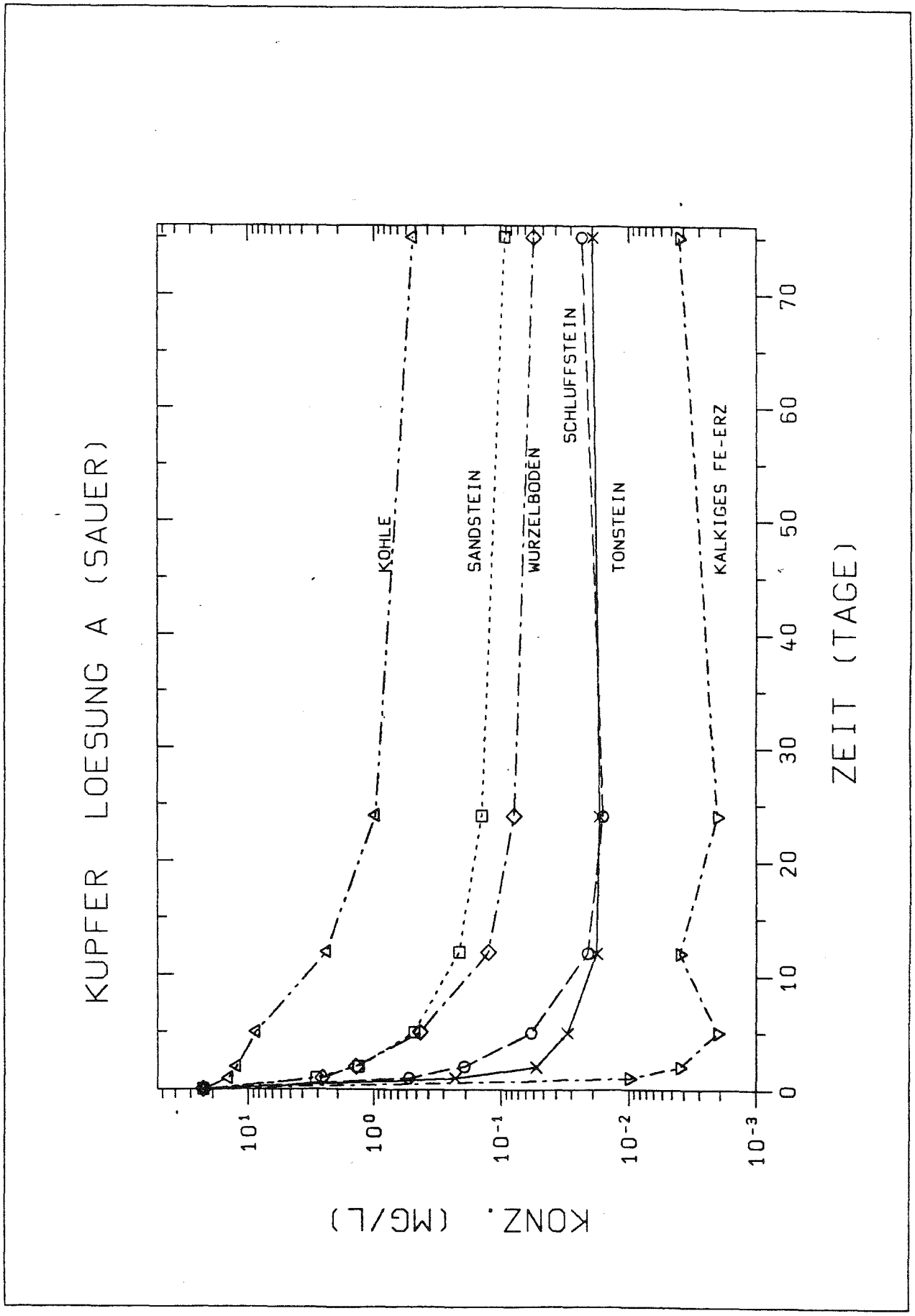


Abb. II.4/7 Veränderung der Kupfer-Konzentrationen einer sauren Lösung im Kontakt zu Gesteinen des Ruhrkarbons

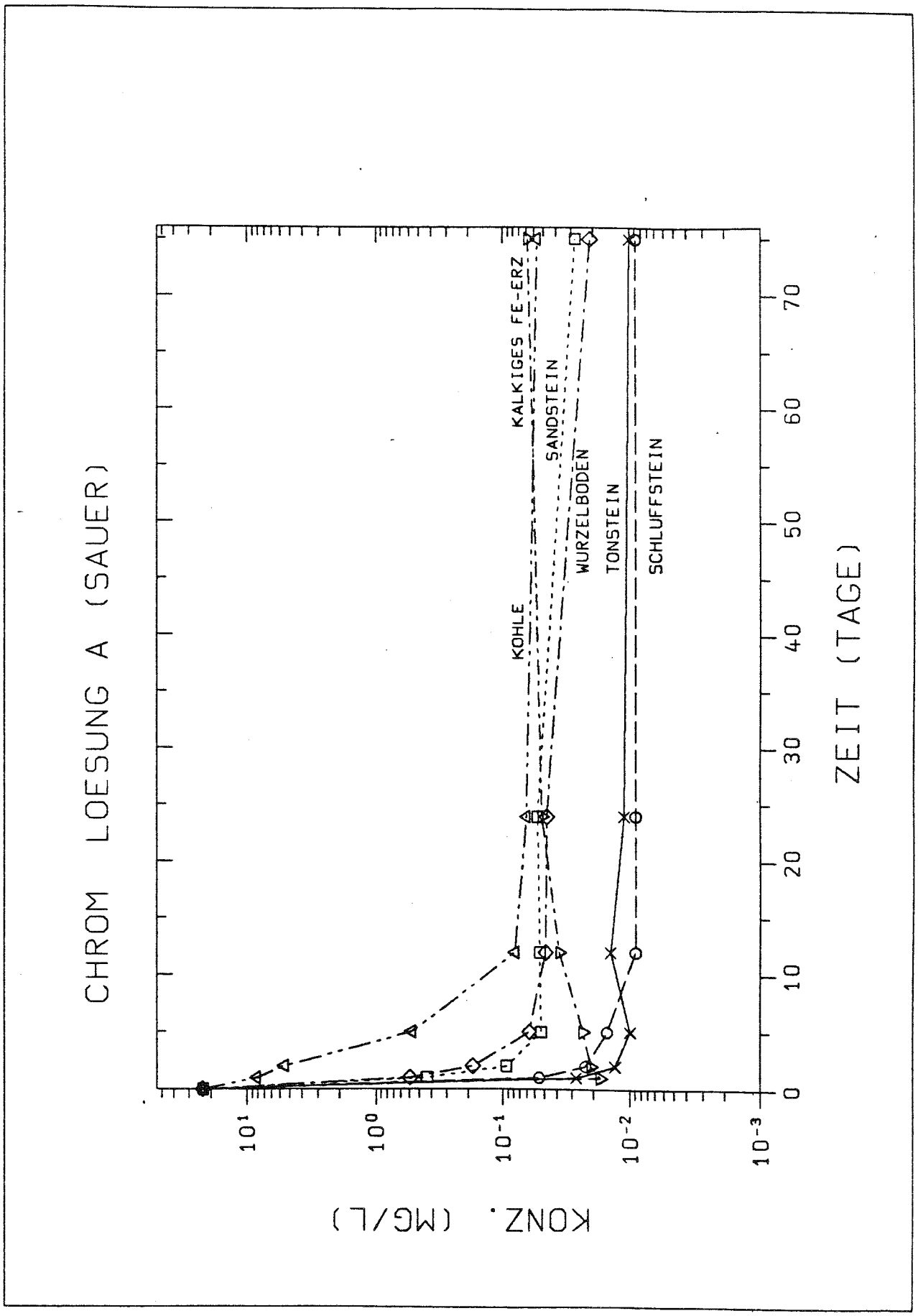


Abb. II.4/8 Veränderung der Chrom-Konzentrationen einer sauren Lösung im Kontakt zu Gesteinen des Ruhrkarbons

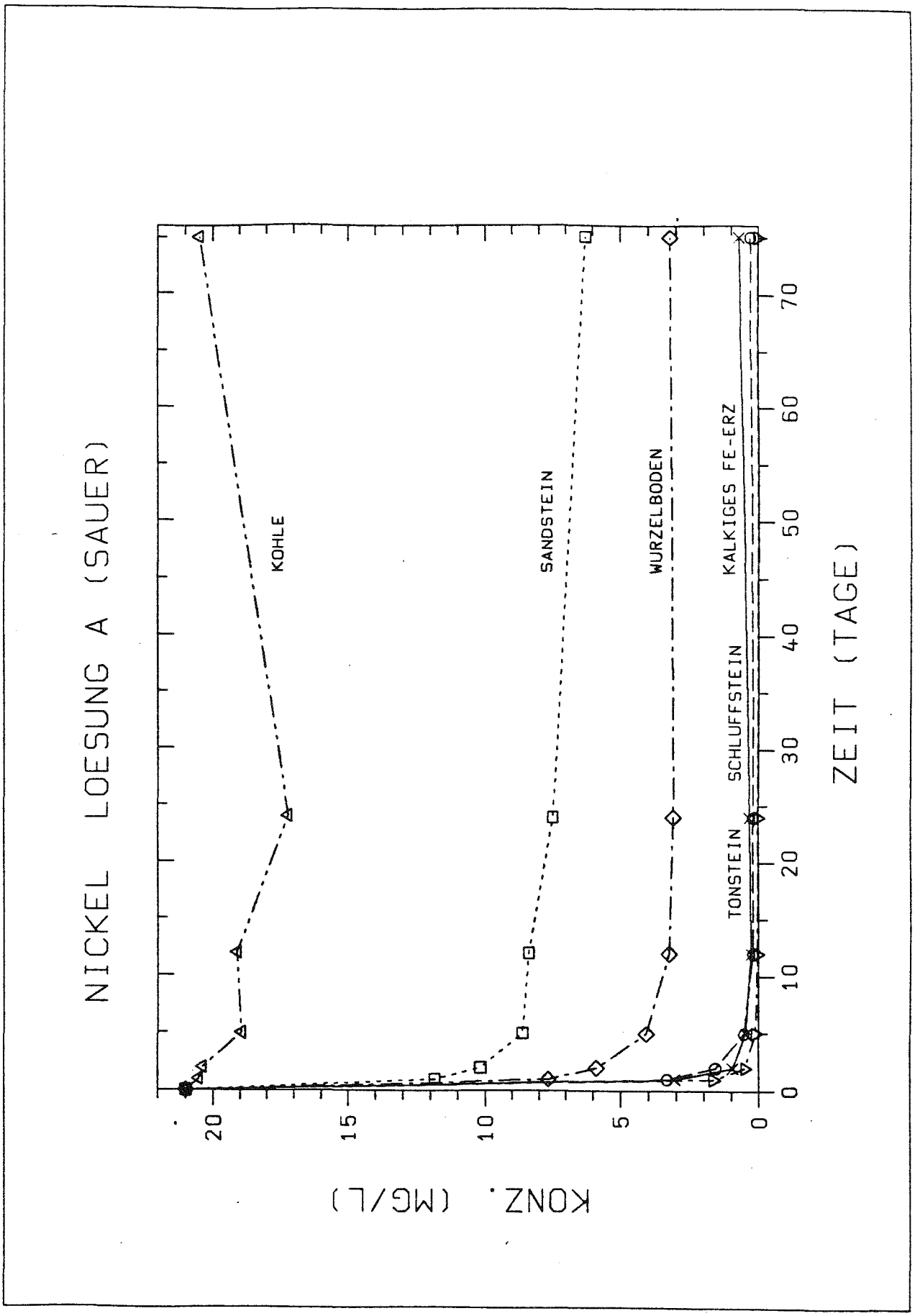


Abb. II.4/9 Veränderung der Nickel-Konzentrationen einer sauren Lösung im Kontakt zu Gesteinen des Ruhrkarbons

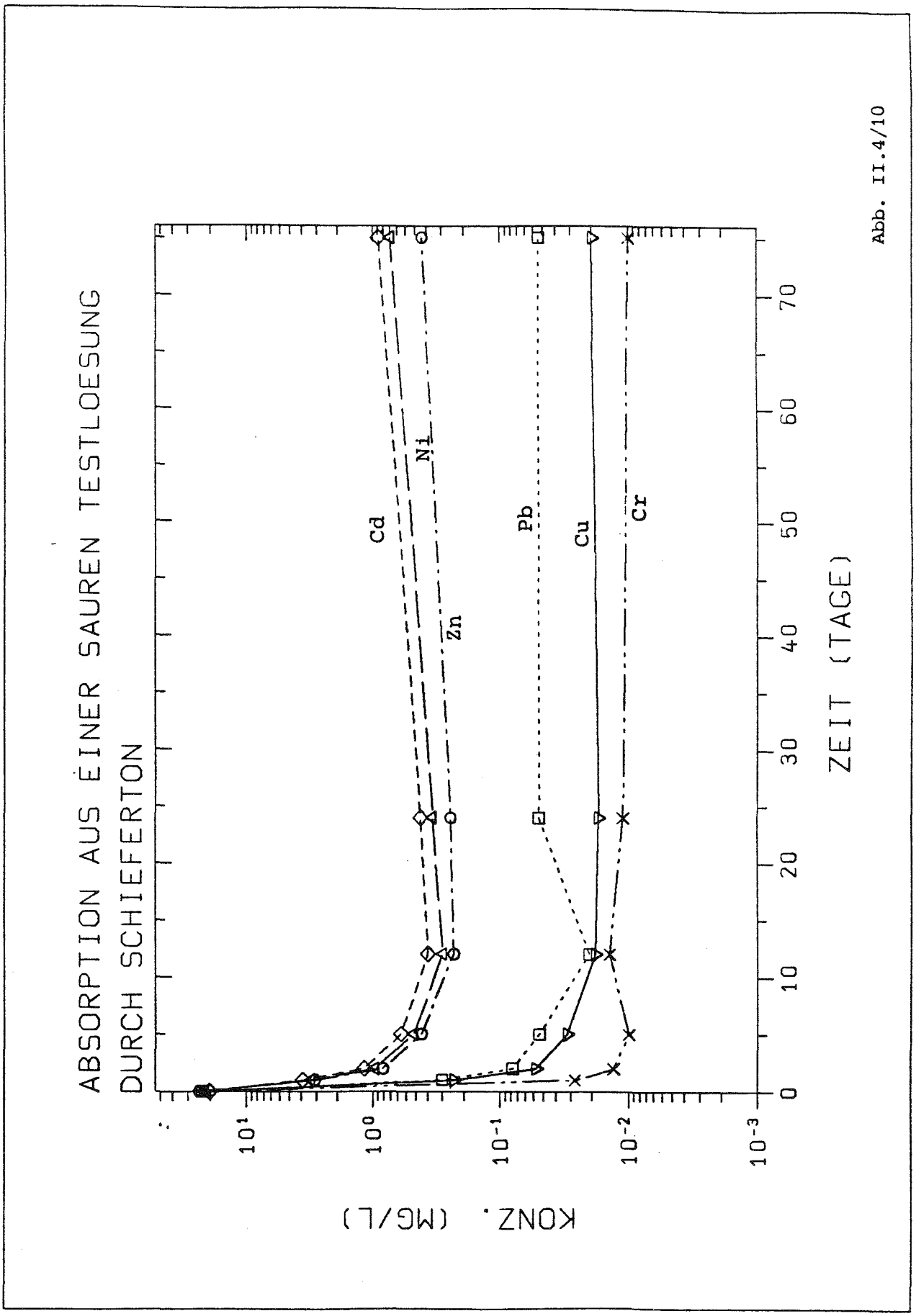


Abb. II.4/10 Adsorption von Schwermetallen aus einer sauren Lösung im Kontakt zu einem karbonischen Tonstein

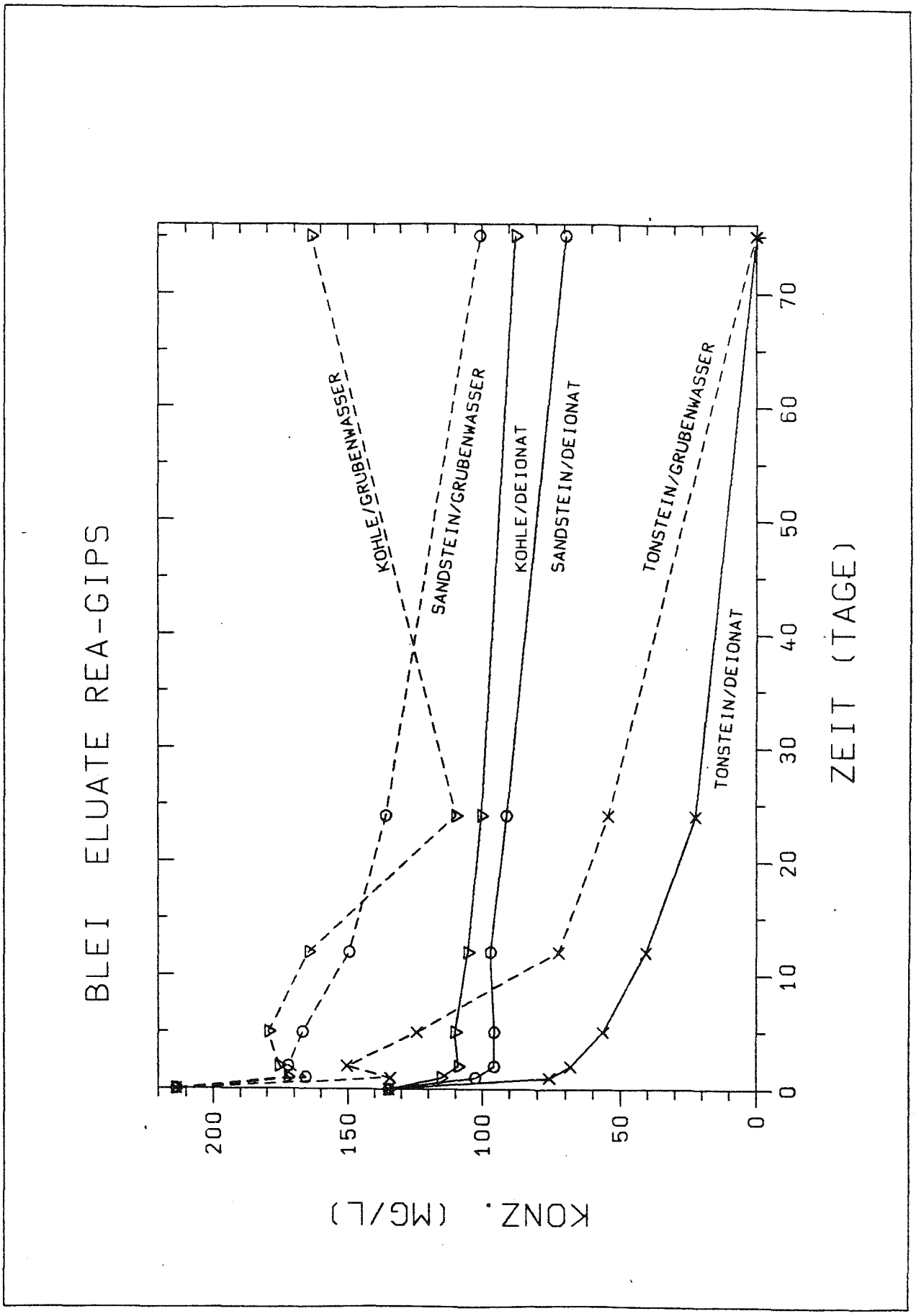


Abb. II.4/11 Adsorption von Blei aus Eluaten von Rea-Salzen mit Deionat und mit "Grubenwasser" durch unterschiedliche Gesteine des Ruhrkarbons

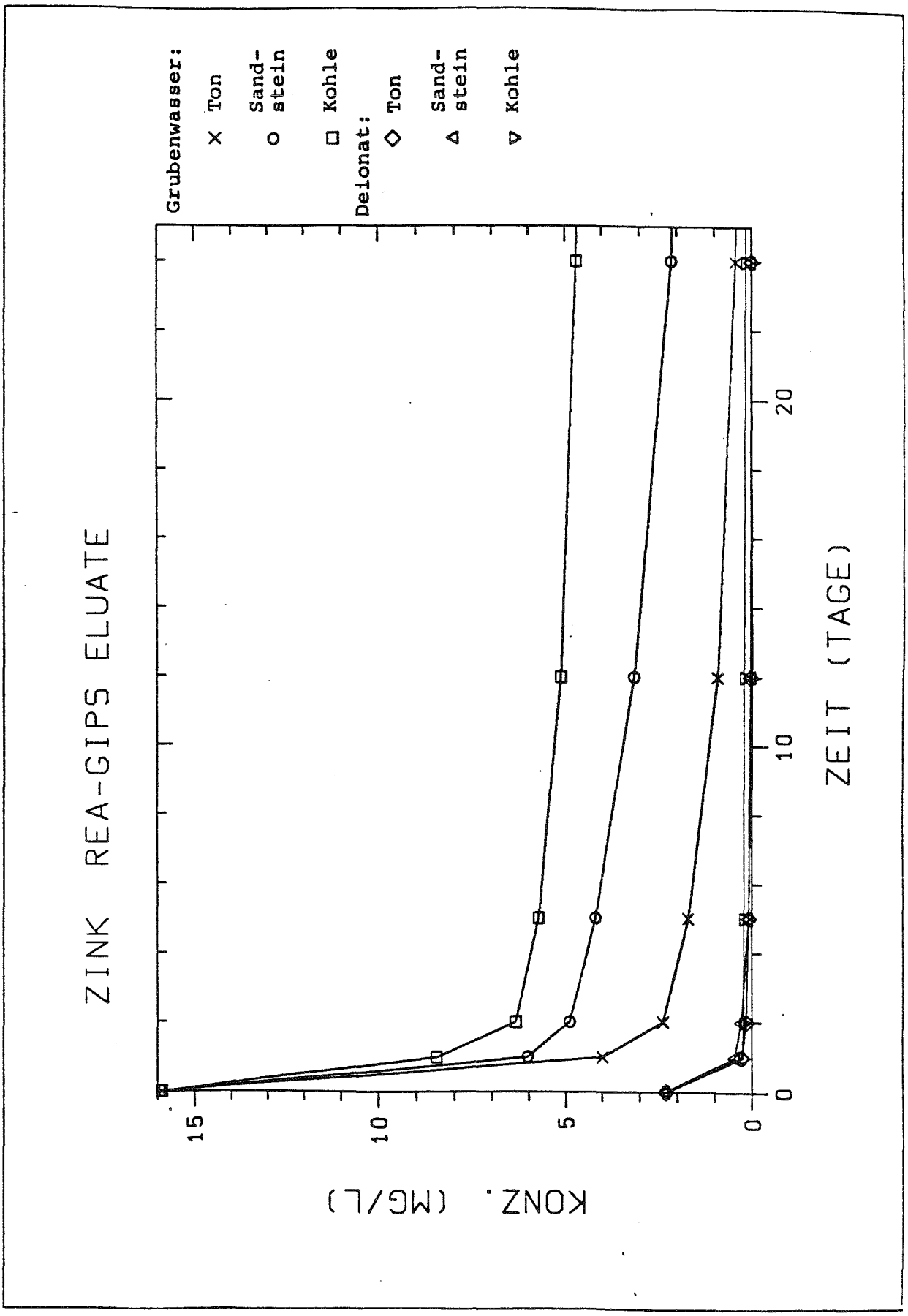


Abb. II.4/12 Adsorption von Zink aus Eluaten von Rea-Salzen mit Deionat und mit "Grubenwasser" durch unterschiedliche Gesteine des Ruhrkarbons

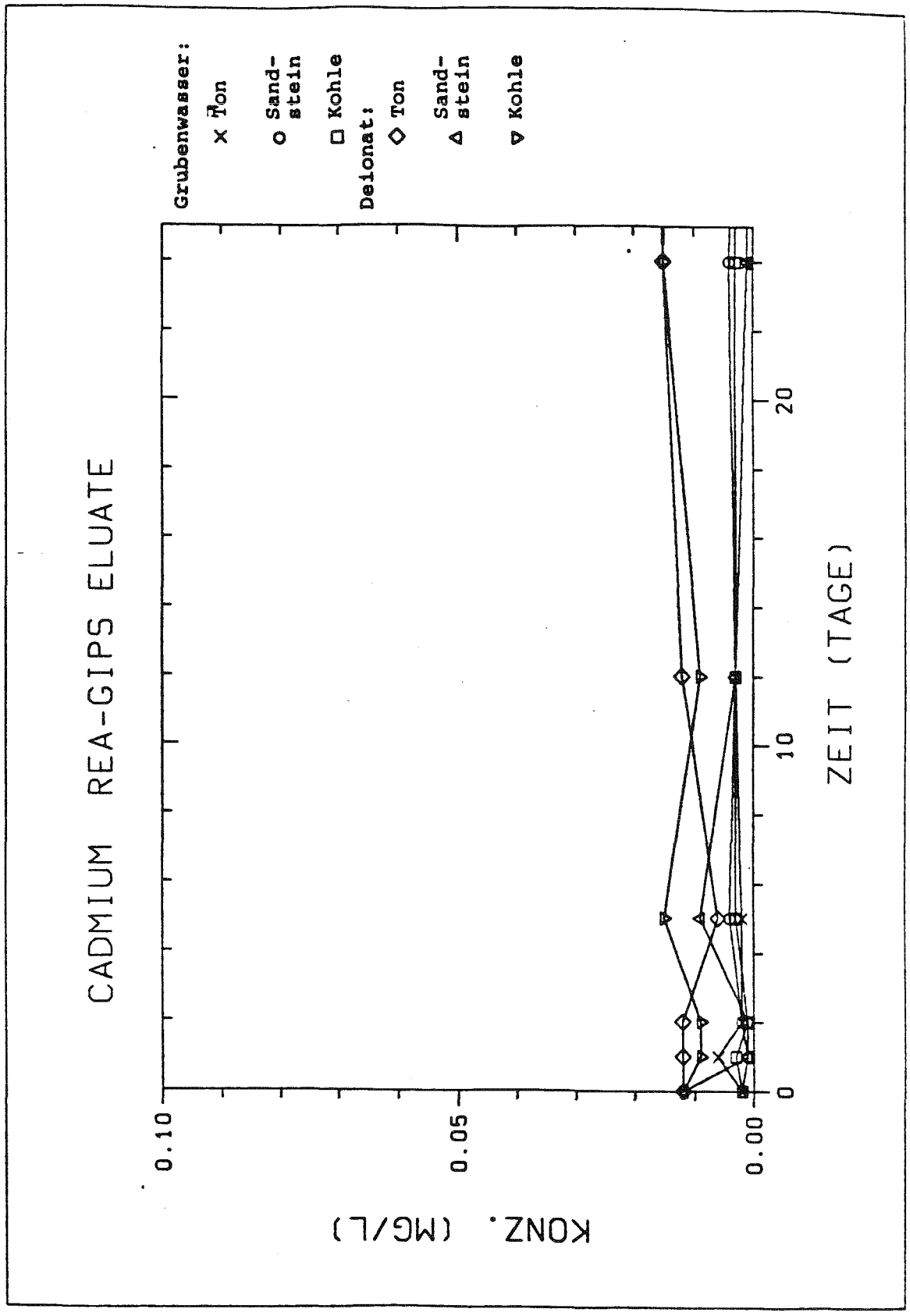


Abb. II.4/13 Adsorption von Cadmium aus Eluaten von Rea-Salzen mit Deionat und mit "Grubenwasser" durch unterschiedliche Gesteine des Ruhrkarbons

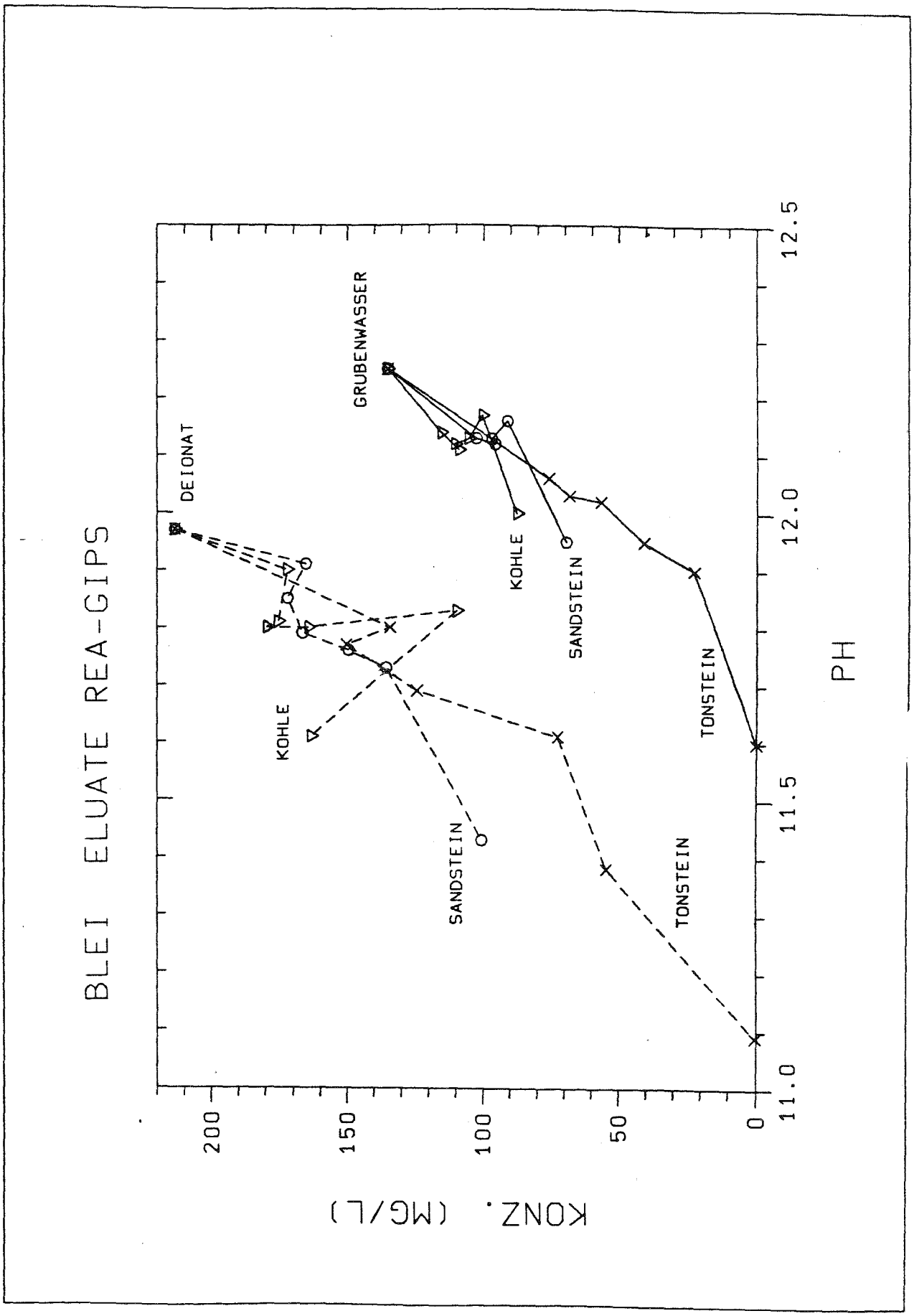


Abb. II.4/14 Abhängigkeit der Blei-Adsorption vom pH-Wert der Lösung

II.4.3
Ergebnisse

Vor allem die Ton- und karbonatreichen Gesteine des Ruhrkarbons und des Deckgebirges zeichnen sich durch ein starkes Sorptionsvermögen gegenüber den hier untersuchten Schwermetallen aus sauren wie basischen Lösungen aus. Die Sorptionseffekte sind z.T. langsamer bei erhöhten Salzgehalten, wie sie im künftigen Deponieniveau auftreten, vermutlich durch Bildung löslicher Chlorokomplexe (z.B. Blei). Ein wesentlicher Mechanismus der Entfernung von Schwermetallen aus der Lösung ist die effektive pH-Wert-Pufferung. Die überwiegend tonreichen Nebengesteine der vorgesehenen Deponieräume stellen eine - von der Metallart abhängige - wirksame geochemische Barriere gegen emittierte Schwermetalle dar. Eine zusätzliche, noch wirksamere Schwermetallbarriere sind die tonig-mergeligen Gesteine der Deckgebirgsschichten.

Nach den vorliegenden Analysendaten weisen die geogenen Tiefengrundwässer im Bereich der späteren Deponieniveaus überwiegend neutrale bis schwach saure pH-Werte auf.

Da rasche, großräumige Eh-pH-Wert-Veränderungen in den Grundwässern des Steinkohlen- wie des Deckgebirges sehr unwahrscheinlich sind, ist auch eine spätere Remobilisierung der fixierten Metalle kaum zu befürchten.

II.5
Bergmännische Wasserwirtschaft

II.5.1
Übersicht über die bergbauliche Situation

Das rechtsrheinische Steinkohlenrevier, das sich von der Ruhr im Süden bis nördlich der Lippe erstreckt, kann in die folgenden Bereiche gegliedert werden (Anlage II.1/1):

- Stillstandsbereich
- Produktiver Bereich
- Reservefelder

II.5.1.1
Stillstandsbereich

Der untertägige Bergbau im Rheinisch-Westfälischen Steinkohlenbezirk entwickelte sich vom Ausgehenden des Steinkohlengebirges an der Ruhr im Süden, nach Norden bis zu einer Linie entlang der Lippe, also vom tagesnahen zum tiefen Bergbau. Die südlich der Emscher gelegenen Schachtanlagen wurden mittlerweile weitgehend stillgelegt. Sie bilden den sog. **Stillstandsbereich.** Die dort anfallenden Grubenwässer werden über ein Verbundnetz von untertägigen Wasserhaltungssystemen gewonnen und gehoben. Damit wird verhindert, daß die im Süden zufließenden Grubenwässer sich über bergmännisch geschaffene hydraulische Verbindungen (Wasserübertrittsstellen) nach Norden in den produktiven Bereich durchsetzen. Ein Verlagern dieser Grubenwässer nach

Norden würde eine nicht unerhebliche Kostensteigerung für die Betriebe mit sich bringen, da die Hebung der Grubenwässer aus zunehmend größeren Tiefen erfolgen müßte. Zudem würde der Bergbau durch die Grubenwässer erheblich behindert.

Der Stillstandsbereich wurde aufgrund der bergbaulichen Feldergliederung und der geologischen Situation in einzelne **Wasserprovinzen** unterteilt, in denen an zentralen **Wasserhaltungsschächten** die über noch offene Streckensysteme zufließenden Grubenwässer gehoben und auf bestimmtem Wasserspiegel (Pumpniveaus) gehalten werden (Anl. II.5./1, Tabelle II.5/1).

Wasser-provinz	stillgelegte Abbaubereiche	Wasser-haltungs-schacht	Pumpnivau (m NN)	durchschnittl. Wasserhebungs-mengen in 1988 (m^3/min)
Concordia	Neumühl, Beeckerwerth, Concordia, Westende, Altstaden,	Schacht 2 und 6/ Concordia	- 840	5,8
Selzer-Amalie	Helene, Rosenblumen-delle, Amalie,	Schächte Maria u. Amalie	- 920	12
Zoll-verein	Friederich-Ernestine, Victoria-Mathias, Dahlbusch, Friederich-Joachim, Bonifacius, Katharina, Hannover, Holland, Zollverein 1/2/8, Zollverein 6/9, Zollverein 3/10,	Schacht 2/ Zollverein	- 950	14

Wasser-provinz	stillgelegte Abbaubereiche	Wasser-haltungs-schacht	Pumpnivau (m NN)	durchschnittl. Wasserhebungs-mengen in 1988 (m^3/min)
Heinrich	Dahlhauser-Tiefbau, Langenbrahm, Heinrich, Poerting-siepen/ Carl Funke	Schacht 3/ Heinrich	- 339/ - 514	55,2
Caro-linen-glück	Präsident, Centrum Mor-gensonne, Carolinen-glück, Graf Schwerin, Königsgrube, Constantin, Lothringen, Shamrock, Hannover, Friedrich der Große/ Mont Cenis, Erin,	Schacht 3/ Carolinen-glück	- 920	15,8
Fried-licher Nachbar	Prinz Regent/ Dannenbaum, Friedlicher Nachbar, Klosterbusch, Engelsburg,	Schacht 2/ Fried-licher Nachbar	- 232	22,4
Robert Müser	Bruchstraße, Mansfeld, Robert,	Schacht Arnold	- 457	27,6

Wasser-provinz	stillgelegte Abbaubereiche	Wasser-haltungs-schacht	Pumpnivau (m NN)	durchschnittl. Wasserhebungs-mengen in 1988 (m^3/min)
Hansa	Oespel, Dorstfeld, Kaiserstuhl, Germania, Hansa, Hydrogrube, Hansa, Min. Stein,	Schächte 2 u. 3/ Hansa	- 645	15,45
Gneisenau	Scharnhorst, Victoria 3/4, Gneisenau,	Schächte 2,3 u. 4/ Gneisenau	- 870	41,1

Tab. II/5.1: Wasserprovinzen der Stillstandsbereiche

Danach werden im **Stillstandsbereich** etwa **209 m^3/min** (ca. **110 Mio. m^3/a)** gehoben und der übertägigen Vorflut (Ruhr, Emscher) zugeführt. Die dabei eingehaltenen Pumpniveaus liegen zwischen - 232 m NN und - 950 m NN.

II.5.1.2

Produktiver Bereich

Der rechtsrheinische Produktive Bereich erfaßt die Berechtsamen von 16 Bergwerken, die dem Unternehmen Ruhrkohle AG
bzw. deren Betriebsführungsgesellschaften (Ruhrkohle Niederrhein AG und Ruhrkohle Westfalen AG) angehören (Anlage II.5/1, Tabelle II.5/2).

Betriebsführungsgesellschaft	Bergwerk	mittl. gebaute Flözmächtigkeit (cm)	Einfallen der gebauten Flöze (gon) Flöze (gon)	Anzahl der betriebenen Schächte	Hauptförder-sohle (m unter Rasenhängebank)	Steinkohlenfördermenge (Mio. t/a)
Ruhrkohle Niederrhein AG	Walsum,	187/138	0 - 20	4	854 m	2,9
	Lohberg,	187/138	0 - 20	4	854 m	2,9
	Osterfeld'	162/132	0 - 20 (94%) 20 - 40 (6%)	7	1250 m	2,2
	Prosper Haniel,	159/119	0 - 20	4 (+ Förderwerk)	1000 m	2,9
	Westerholt,	154/118	5 - 36	6	875 m 950 m	2,3
Ruhrkohle Westfalen AG	Fürst Leopold/ Wulfen,	156/132	0 - 44	5	872 m	1,76
	General Blumenthal,	150/131	0 - 40	9	754 m	2,3
	Haardt,	220/177	4 - 34	6	950 m	1,41
	Verbund Ewald/ Schlägel u. Eisen,	173/130	0 - 30	7	950 m	1,52
		218/170	0 - 50	6	811 m	
	Verbund Consolidation/ Nordstern,	234/196	0 - 80	10 4	1110 m 1040 m	3,4
	Hugo,	223/179	0 - 35	7	943 m/ 1180 m	3,2

Betriebsführungsgesellschaft	Bergwerk	mittl. gebaute Flözmächtigkeit (cm)	Einfallen der gebauten Flöze Flöze (gon)	Anzahl der betriebenen Schächte	Hauptförder-sohle (m unter Rasenhängebank)	Steinkohlenfördermenge (Mio. t/a)
Ruhrkohle Westfalen AG	Haus Aden	193/159	0 - 50	9	1003 m/ 1250 m	3,7
	Heinrich Robert	184/169	0 - 10	6	1038 m	3,1
	Min. Achenbach	194/163	0 - 41	9	820 m/ 860 m/ 1000 m	2,2
	Monopol	203/160	0 - 8	5	1030 m	2,3
	Radbod	236/217	0 - 25	4	1089 m	1,2

Tab. II.5/2 Bergwerke des Produktiven Bereichs

Danach werden über den gesamten Bereich Flözmächtigkeiten von durchschnittlich 1,8 m in überwiegend flacher (0-20 gon) bis mäßig geneigter Lagerung (20-40 gon) abgebaut. In einigen Bergwerken werden auch Flöze in stark geneigter (40-60 gon) und steiler Lagerung (> 60 gon) gebaut. Die rechtsrheinischen Bergwerke betreiben zur Kohlenförderung, Seilfahrt, Materialförderung und zur Bewetterung des Grubengebäudes z.Z. insgesamt 112 Schächte. Die Hauptfördersohlen bewegen sich in Teufen zwischen 754 m und 1250 m. Die rechtsrheinische geförderte Steinkohlenmenge betrug 1988 ca. 40 Mio. Tonnen.

Der Steinkohlenabbau erfolgt in den Bochumer-,Essener-, Horster- und Dorstener Schichten (Westfal A, B, C).

Innerhalb einiger Berechtsamen sind zudem Stillstandsbereiche ausgewiesen, in denen die dort anfallenden Grubenwässer zum Teil oder über offen gehaltene Wasserhaltungsschächte gehoben, zum Teil den betriebenen Bergwerken zugeführt werden (Tabelle II.5/3).

Stillstandsbereich	Berechtsame	Wasser-haltungs-schacht	Durchleitung zu	Pumpniveau (m NN)	durch-schnittl. gehobene Wasser-menge (m^3/min)
Friederich Thyssen 2/5	Walsum	---	Schächten Franz und Wilhelm	- 960	0,4
Osterfeld	Osterfeld	Schacht 1	---	- 810/ - 437	1,0
Jacobi/Franz Haniel	Prosper Haniel	Schacht 2/ Franz Haniel	---	- 932	1,0
Prosper II/III	Prosper Haniel	Schacht 8/ Prosper	---	- 960	0,7
Zweckel/Scholven	Scholven	Schacht 1/ Zweckel	---	- 785	0,7
Möller/Rheinbarben Graf Moltke Mathias Stinnes Emil-Fritz	Nordstern	---	Schächten 1, 2, Nordstern	- 860/ - 1004	3,7
Bergmannsglück	Westerholt	---	Schächten 1, 2;3, Westerholt	- 840	1,85
Graf Bismarck	Hugo	---	Schächten 1, 4/Hugo	- 1122	0,25
Graf Bismarck Recklinghausen	Ewald	Schacht 4/ Recklingh.	---	- 796	2,09
Pluto	Consoli-dation	---	Schacht 7/ Consolidation	- 906	0,16

Stillstandsbereich	Berechtsame	Wasser-haltungs-schacht	Durchleitung zu	Pumpniveau (m NN)	durch-schnittl. gehobene Wasser-menge (m^3/min)
König Ludwig Ewald-Fort-setzung 4/5 Emscher Lippe Ewald-Fort-setzung 1/3	Haard (Ewald Fort-setzung)	Schächte 1 und 3/ Ewald-Fort-setzung	---	- 877/ - 1028	3,3
Adolf v. Hansemann Ickern 1/2 Victor 3/4	Minister Achen-bach	---	Schacht 3/ Ickern	- 793	4,6
Waltrop	Waltrop	Schacht 1	---	- 723	2,5
Minister Achen-bach 3/4	Minister Achenbach	Schacht 4/ Min. Achen-bach	---	- 730/ - 909	1,73
Grillo	Neu-Monopol	Schächte 1 u. 4/Grillo	---	- 370/ - 960	1,46
Werne	Monopol	Schächte 3/ Werne	---	- 890	0,5
Königsborn 2/5 Königsborn 3/4	Heinrich-Robert	Schacht 4/ Königsborn	---	- 890	3,77
Sachsen	Sachsen	---	---	---	---

Tab. II.5/3: Stillstandsbereiche im Produktiven Bereich

Demnach gibt es im **Produktiven Bereich** des Rheinisch-Westfälischen Steinkohlenbezirks 19 Stillstandseinzelbereiche, in denen 14 eigenständige Wasserhaltungsschächte betrieben werden. Über diese Schächte werden aus Pumpniveaus zwischen - 370 m NN und - 1028 m NN Grubenwassermengen von durchschnittlich **18 m^3/min (ca. 9,5 Mio m^3/a)** gehoben. Ein Teil der in den Stillstands-

einzelbereichen anfallenden Grubenwässer wird zu den betriebenen Grubenfeldern bzw. deren Wasserhaltungsschächten übergeleitet, nämlich durchschnittlich 11 m^3/min (ca. 5,8 Mio m^3/a).

Unberücksichtigt blieben bei der Bilanzierung die Bergwerke der Gewerkschaft Auguste Victoria (Marl) und des Eschweiler Bergwerks-Vereins (Westfalen/Ahlen). Dadurch wird die Gesamtsumme der gehobenen Wassermenge für den Produktiven Bereich jedoch nur unwesentlich erhöht.

II.5.1.3
Reservefelder

Nach Norden schließen sich im Bereich der Lippe und nördlich davon die sog. Reservefelder des Rheinisch-Westfälischen Steinkohlenbezirks an. Diese können geographisch von Westen nach Osten folgendermaßen zugeordnet werden:

- Reservefeld Schermbeck
- Reservefeld Lembeck
- Reservefeld Hohe Mark
- Reservefeld Lüdinghausen
- Reservefeld Aschenberg

Diese Bereiche wurden zum Teil in der ersten Hälfte dieses Jahrhunderts durch Mutungsbohrungen erkundet. Eine weitergehende Exploration in diesen Reservefeldern wird erst nach dem Jahre 2000 erfolgen.

II.5.2
Grubenwässer

II.5.2.1
Herkunft und Alter

Der unterschiedliche geologische Aufbau des Rheinisch-Westfälischen Steinkohlenbezirks ist für die **Herkunft** der den Grubenräumen zufließenden Grundwässer von Bedeutung.

Im deckgebirgsfreien Raum, südlich einer Linie Mülheim-Essen-Bochum-Dortmund-Soest, dringen die Niederschläge direkt in das verritzte, wasserwegsamere Steinkohlengebirge ein. Die größtenteils geringmächtigen quartären Überdeckungen führen nur örtlich begrenzte Grundwasservorkommen. Nur im Bereich von Terrassenablagerungen der Ruhr und deren Nebengewässer kommt es zur Ausbildung größerer zusammenhängender Grundwasservorkommen.

Die versickernden Niederschläge fließen nach Eintritt in das Steinkohlengebirge den hier vorhandenen ehemaligen Grubengebäuden (Stillstandsbereiche) zu. Sie werden wie oben beschrieben in den sog. Wasserprovinzen über zentrale Wasserhaltungsschächte auf bestimmten Niveaus kurz gehalten. Die gehobenen Grubenwassermengen korrespondieren mehr oder weniger direkt mit den Niederschlägen. Dies ist in Abb. II.5/1 für die Wasserprovinzen Heinrich, Friedlicher Nachbar und Carolinenglück dargestellt. Das ist ein deutlicher Hinweis auf die dort bestehende enge hydraulische Verbindung zwischen oberflächennahem Grundwasser und tiefem Grundwasser in den noch offenen Grubengebäuden.

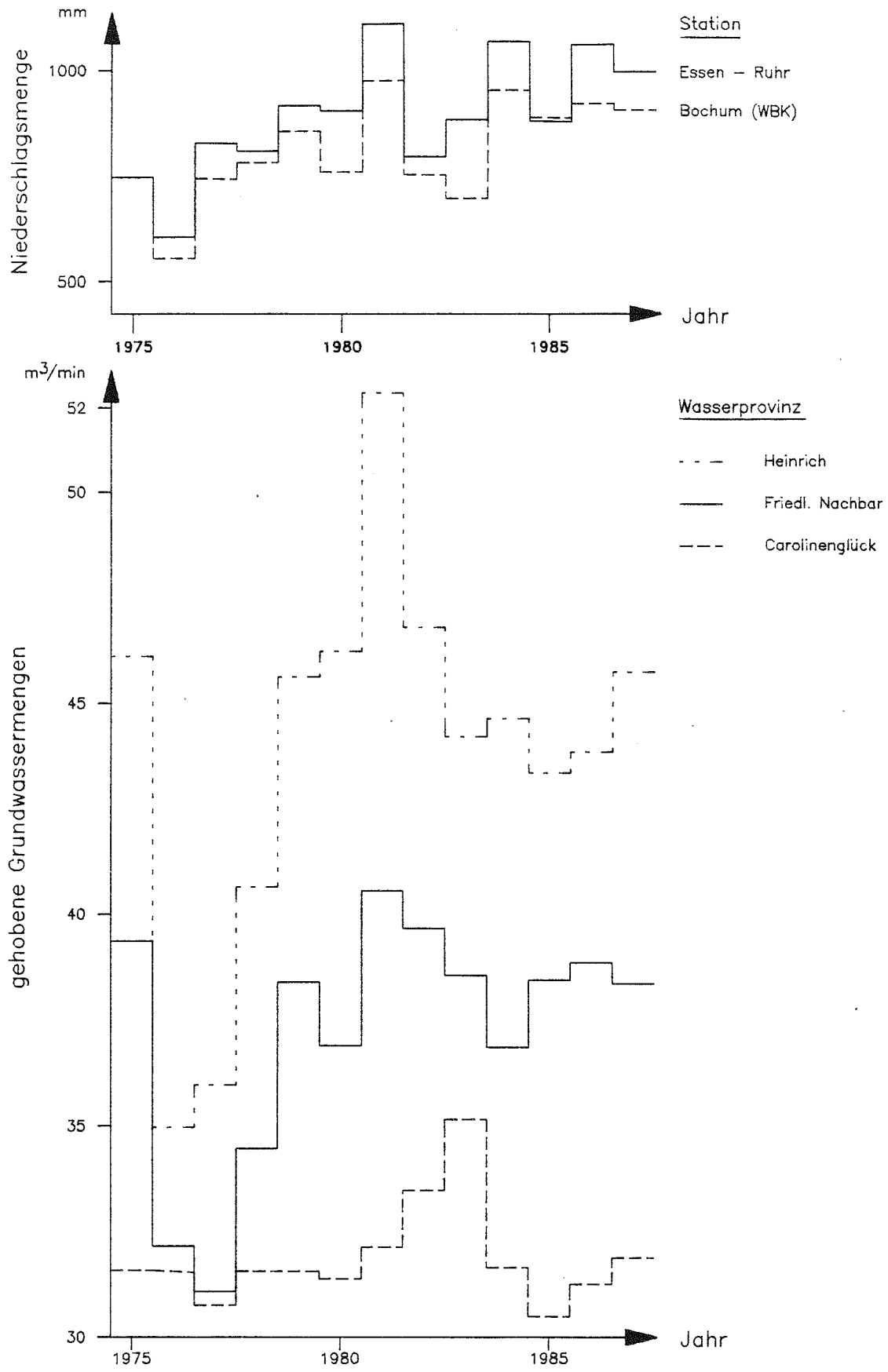


Abb.II.5/1 Korrelation von gehobenen Grubenwassermengen und Niederschlägen

Nördlich dieses Bereiches wird das Steinkohlengebirge von jüngeren Schichten, dem Kreide-Deckgebirge, überlagert. Aufgrund wasserstauender Schichten (Cenoman, tiefere Emscher-Mergel) haben sich im Deckgebirge ein Oberes- (Emscher-Mergel, Santon, Campan) und ein Unteres Grundwasserstockwerk (Turon) ausgebildet. Analog gilt dies für die tieferen Deckgebirgsschichten des Zechsteins und Buntsandsteins sowie die jüngsten Deckgebirgsschichten des Tertiär im Westen des Untersuchungsraumes (s. Kap. II.2).

Im östlichen Revier besitzt das Cenoman wegen seiner kalkig-mergeligen Ausbildung die wasserstauende Funktion nicht mehr. Hier ist von Natur aus eine hydraulische Verbindung zwischen Deckgebirge und Steinkohlengebirge gegeben, die beim deckgebirgsnahen Abbau ein Leerlaufen des Cenoman/Turon in das Steinkohlengebirge ermöglicht. Bei späterer Einstellung der Grubenwasserförderung können diese Kluftgrundwasserspeicher wieder mit Grundwasser gefüllt werden.

Durch die Einwirkung des untertägigen Abbaues, besonders in Deckgebirgsnähe, kommt es im mittleren Revier z.T. zum Öffnen der geschlossenen Klüfte im wasserstauenden Cenoman und somit partiell zur hydraulischen Verbindung von Steinkohlen- und Deckgebirge.

Eine Abhängigkeit der Grubenwasserzuflüsse von den Niederschlägen besteht nur noch im südlichen Übergangsbereich mit geringen Deckgebirgsmächtigkeiten. Die Phasenverschiebung zwischen Niederschlag und Grubenwasserzuflüssen beträgt hier bereits mehrere Monate.

Im Norden des Steinkohlenbezirks, wo das Deckgebirge über 400 m mächtig wird, fließt Grubenwasser überwiegend im Bereich tektonischer Störungen zu. Unter Abbaueinwirkungen stehende klüftige Sandsteine bringen gelegentlich geringere Zuflüsse.

Bei deckgebirgsnahem Abbau können über Sandsteine, die an der Karbonoberfläche ausstreichen, oder über Störungen, die sich in das Deckgebirge durchsetzen, Wässer aus dem tieferen Grundwasserstockwerk des Kreidegebirges (Turon) und der tieferen Deckgebirgsschichten (z.B. Zechsteinriffkalke) gelöst werden. Diese Wasserzuflüsse können beim Auffahren mehrere m^3/min erreichen und bilden meist erhebliche Dauerzuflüsse beim weiteren, in die Teufe fortschreitenden Abbau.

Zusammenfassend können aufgrund der unterschiedlichen geologisch-hydrogeologischen Gegebenheiten im Rheinisch-Westfälischen Steinkohlenbezirk drei Zonen unterschiedlicher Grubenwasserführung ausgewiesen werden (Abb. II/5.2):

- **Zone A:**
  Deckgebirgsfreier Südraum (Stillstandsbereich) mit niederschlagsbedingten bzw. -abhängigen Grubenwasserzuflüssen (bis zu ca. 40 m^3/min).

- **Zone B:**
  Mittleres Revier bis ca. in Höhe der Emscher-Mulde mit zunehmender Deckgebirgsüberlagerung bis zu 400 m und Grubenwasserzuflüssen zwischen 0,5 m^3/min und 10 m^3/min.

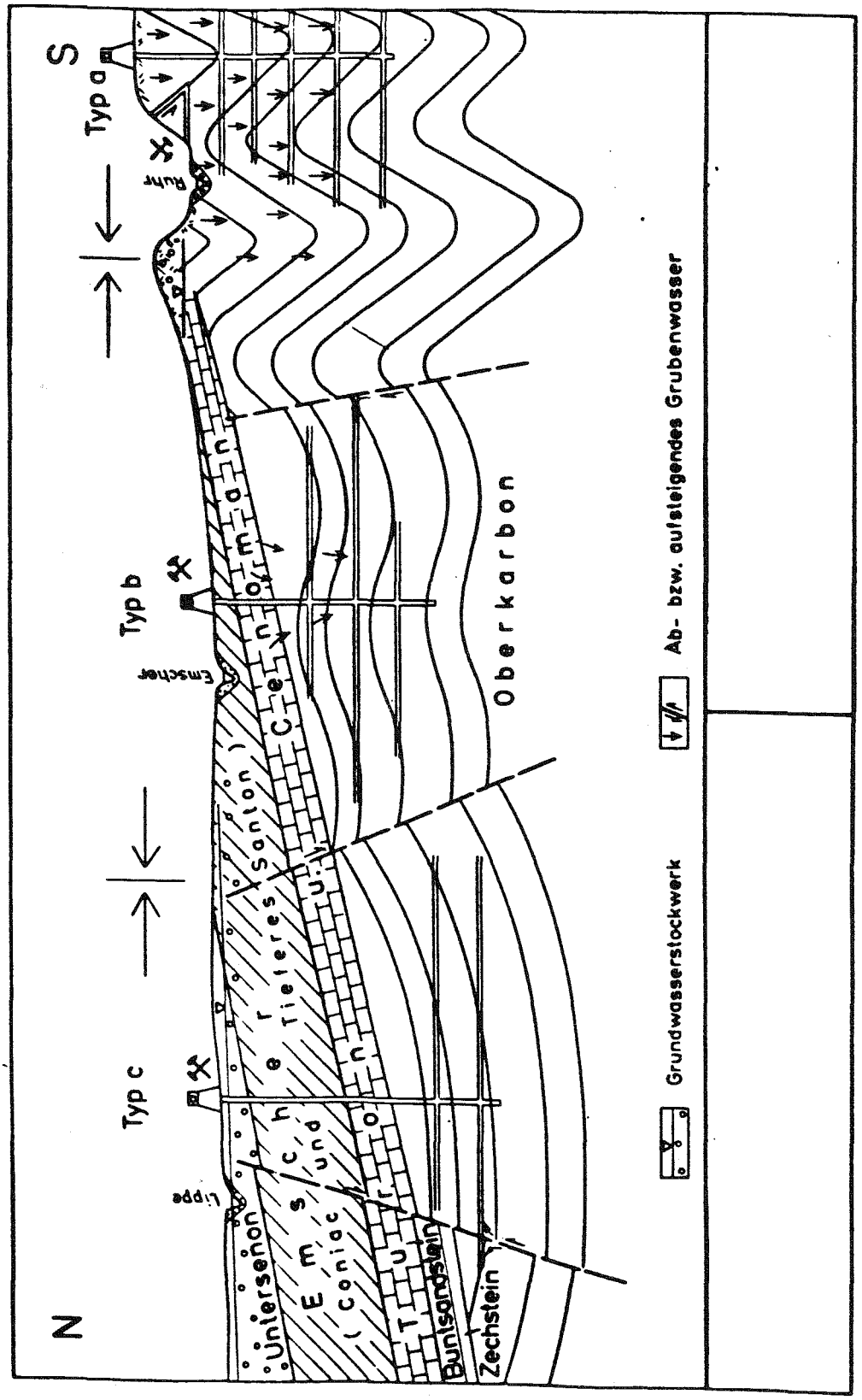


Abb. II.5/2 Schema zur Herkunft der Grubenwasserzuflüsse im Rheinisch-Westfälischen Steinkohlenrevier

- **Zone C:**
  Nördliches Revier mit Deckgebirgsmächtigkeiten von über 400 m und Grubenwasserzuflüssen überwiegend aus den Bereichen tektonischer Störungen, mit wechselnden Zuflüssen bis ca. 1 m^3/min.

Zur Bestimmung des **Alters** der den Grubenräumen zufließenden Wässer wurden an 2 Grubenwasserproben die stabilen Isotope am Institut für Umweltphysik der Universität Heidelberg durchgeführt. An dem für die Elution der Abfälle (siehe Kap. III) herangezogenen Grubenwasser des Bergwerks Consolidation (= geogenes Grubenwasser) und an einem auf einer größeren Störungszone zusitzenden Grubenwasser im Bergwerk Prosper Haniel wurden die ^{18}O- und die Deuterium-Verhältnisse sowie die Verhältnisse der stabilen Kohlenstoffisotopen ^{13}C, ^{14}C, bestimmt. Beide Wässer, das Wasser des Bergwerks Prosper Haniel stammt evtl. aus den tieferen Deckgebirgsschichten , weisen eine sehr ähnliche Isotopenverteilung auf. Die ^{14}C-Konzentrationen sowie die Tritiumgehalte weisen beide Wässer als sehr alt aus (> 340.000 Jahre). Die $D/^{18}O$- Verhältnisse beider Wässer liegen im Bereich von Tiefenwässern der Grube Konrad/Salzgitter (Jura) und scheinen für einen marinen Charakter der Grubenwässer auch im Ruhrkarbon und dessen älteren Deckschichten zu sprechen.

Die Wässer des Ruhrkarbons sind damit sehr alt und stellen möglicherweise fossile Porenwässer ("connate water") dar, wie es auch die geochemischen Spurenelementuntersuchungen an Grubenwässern früherer Autoren vermuten lassen (s. Kap. II.3). Diese Vermutung spricht für die extrem geringen, evtl. sogar fehlenden Fließgeschwindigkeiten der Grundwässer im tieferen Deckgebirge und im Steinkohlengebirge vor dem Beginn der Einwirkung bergbaulicher Abbautätigkeit.

II.5.2.2
Zufluβmenge

Bei der Betrachtung der zur Zeit gehobenen Grubenwassermengen ist zwischen dem Stillstandsbereich und dem Produktiven Bereich zu unterscheiden (Anl. II.5/1).

Im **Stillstandsbereich** (Tab. II.5/1) werden fast ausschlieβlich die niederschlagsabhängigen Wässer aus dem deckgebirgsfreien Steinkohlengebirge gehoben. Die dort ausgewiesenen neun Wasserprovinzen fördern durchschnittlich **110 Mio m^3 geogenes Grubenwasser** pro Jahr Die Einzelmengen schwanken zwischen ca. 5,8 m^3/min (Wasserprovinz: Concordia) und 55,2 m^3/min (Wasserprovinz: Heinrich). Die jeweils eingehaltenen Pumpniveaus (- 232 m NN bis -950 m NN) richten sich nach ehemaligen bergbaulichen Gegebenheiten, d.h. nach der Höhenlage von Wasserübertrittsstellen zwischen den Wasserprovinzen der Stillstandsbereiche selbst bzw. dem nördlich anschlieβenden Produktiven Bereich.

Im **Produktiven Bereich** (Tab. II.5/4) ist die Mengenangabe für die gehobenen geogenen Grubenwassermengen problematisch, da hier meistens Mischwässer gefördert werden. Sie setzen sich aus Betriebswässern (von Übertage zugeführte Wässer), geogenen Grubenwässern (beim Abbau gelöste Gebirgswässer) und z.T. Wässern aus stillgelegten Grubengebäuden innerhalb eines Bergwerks zusammen (Stillstandsbereiche).

Betriebsführungsgesellschaft	Bergwerk	Wasserhaltungsschacht	Betriebsbereich (m^3/min)	Stillstandsbereich (m^3/min)	Gesamtfördermenge (m^3/min)
Ruhrkohle AG Niederrhein	Walsum	Schächte 1/2	5,9	0,4	6,3
	Lohberg	Schacht 2	4,6	---	4,6
	Osterfeld	Scht. Sterkrade 1/2	0,83		1,94
		Scht. Osterfeld	0,11	1,0	
	Prosper Haniel	Schacht Prosper Haniel 9	2,16		
		Schacht 2/ Franz Haniel	6,53	1,0	10,39
		Schacht 8/ Prosper		0,7	
	Westerholt	Schacht 3	0,65	1,85	2,5
Ruhrkohle Westfalen AG	Fürst Leopold	Schacht Wulfen 1	4,13	---	4,13
	ehem. Scholven/ Zweckel	Schacht 1/ Zweckel	---	0,7	0,7
	General Blumenthal	Schacht 2	3,7	---	5,78
	Haardt Ewald-Fortsetzung	Schächte 1/3	2,48	3,3	5,78
	Schlägel u. Eisen/Ewald	Schacht 4 (Schlägel u. Eisen)	1,8	---	1,8
		Schacht Ewald 7	1,98	---	1,98
		Schacht 4/ Recklinghausen	---	2,09	2,09
	Consolidation/ Nordstern	Schacht 1/2/ Nordstern,	---	3,7	
		Schacht 3/ Consolidation	2,9	---	6,6
	Hugo	Schacht 1/4	2,35	0,25	2,6

		Hugo			
	Haus Aden	Schacht 1	3,4	---	3,4
	Heinrich Robert	Schacht Robert	3,89	---	3,89
	Minister Achenbach	Schacht 4	0,8	1,70	9,6
		Schacht 2	2,5	---	
		Schacht 3/ Ickern	---	4,6	
	Monopol	Schacht 4/ Monopol,	0,24	---	2,7
		Schacht 2/ Grimberg	2,46	---	
		Scht. 1 u. 4/ Grillo	---	1,46	1,46
		Schacht 3/ Werne		0,50	0,50
	Radbod	Schacht 5	1,5		1,5
	ehem. Waltrop	Schacht Waltrop	---	2,5	2,5
	ehem. Königsborn	Schacht 4/ Königsbborn	---	3,77	3,77
Summe			54,91	29,52	84,43

Tab. II.5/4: Gehobene Grubenwassermengen im Produktiven Bereich

Danach werden im rechtsrheinischen Produktiven Bereich von z.Z. 16 Bergwerken insgesamt ca. **84 m^3/min Grubenmischwässer** (ca. 44,2 Mio m^3/a) gehoben. Sie verteilen sich wie folgt:

- Betriebsbereiche: ca. 55 m^3/min (ca. 28,9 Mio m^3/a)
- Stillstandsbereiche: 29 m^3/min (ca. 15,3 Mio m^3/a)

Die Trennung von Betriebswässern und geogenen Grubenwässern in den Betriebsbereichen konnte in der vorliegenden Untersuchung nicht durchgeführt werden. Dies erfordert einen erheblichen Zeitaufwand und ist zudem wegen der vielfach gemeinsamen Ableitung der verschiedenen Wässer nicht immer möglich. Wenn im Einzelfall die von Übertage zugeführten Betriebswässer mengenmäßig den gehobenen Grubenwässern entsprechen, ist davon auszugehen, daß dem Grubengebäude nur wenig geogene Grubenwässer zufließen.

Am Beispiel des Bergwerks Hugo wurde die Trennung in Betriebswässer und geogene Wässer vorgenommen. Dabei wurde festgestellt, daß von den im Betriebsbereich anfallenden Grubenwassermengen (ca. 2,35 m^3/min) nur etwa 0,5 m^3/min dem Gebirge entstammen. Dieser Anteil geogenen Grubenwassers wird zum überwiegenden Teil aus sandigen Gesteinspartien im Hangenden laufender Abbaubetriebe gelöst. Örtlich erfaßbare Zuflußstellen konnten nicht ermittelt werden.

Als geogene Wässer sind dagegen die Wässer aus den einzelnen Stillstandsbereichen (ca. 29 m^3/min) anzusehen.

Zusammenfassend ist festzuhalten, daß im rechtsrheinischen Steinkohlenrevier (Stillstands- und Produktiver Bereich) insgesamt **ca. 154 Mio m^3 Grubenwässer pro Jahr** gehoben werden. Davon entfallen auf stillgelegte Grubengebäude **ca. 125 Mio m^3/a** (= 110 + 15,3 Mio m^3/a). Diese geogenen Grubenwasserzuflüsse sind zum größten Teil direkt niederschlagsabhängig; zum Teil entstammen sie den klüftigen Sandsteinen, Störungen sowie dem tieferen Grundwasserstockwerk des Deckgebirges (Kreide/Turon, Zechstein, Trias).

Die verbleibenden **29 Mio m^3 Grubenwasser pro Jahr** fallen in den betriebenen Bergwerken an. Sie setzen sich aus Betriebswässern, die von Übertage dem untertägigen Grubengebäude zugeführt werden, und geogenen Grubenwässern zusammen.

II.5.2.3
Wasserübertrittsstellen

Wie in Kap. II.5.1.1 beschrieben, werden im Stillstandsbereich die Grubenwässer auf bestimmten Pumpniveaus (- 232 m NN bis - 950 m NN) gehalten, um ein Überlaufen nach Norden in den Produktiven Bereich zu verhindern. Dies ist notwendig, da zwischen diesen Bereichen Wasserübertrittsstellen z.B. in Form von ehemaligen Streckenverbindungen und Flözannäherungen vorhanden sind (Anl. II.5/2). Weiterhin bestehen gewisse Unsicherheiten in der Grubenbildeintragung, insbesondere bei sehr alten Abbauen, die oft über die Markscheiden hinaus geführt wurden. Diese Übertrittsstellen zwischen

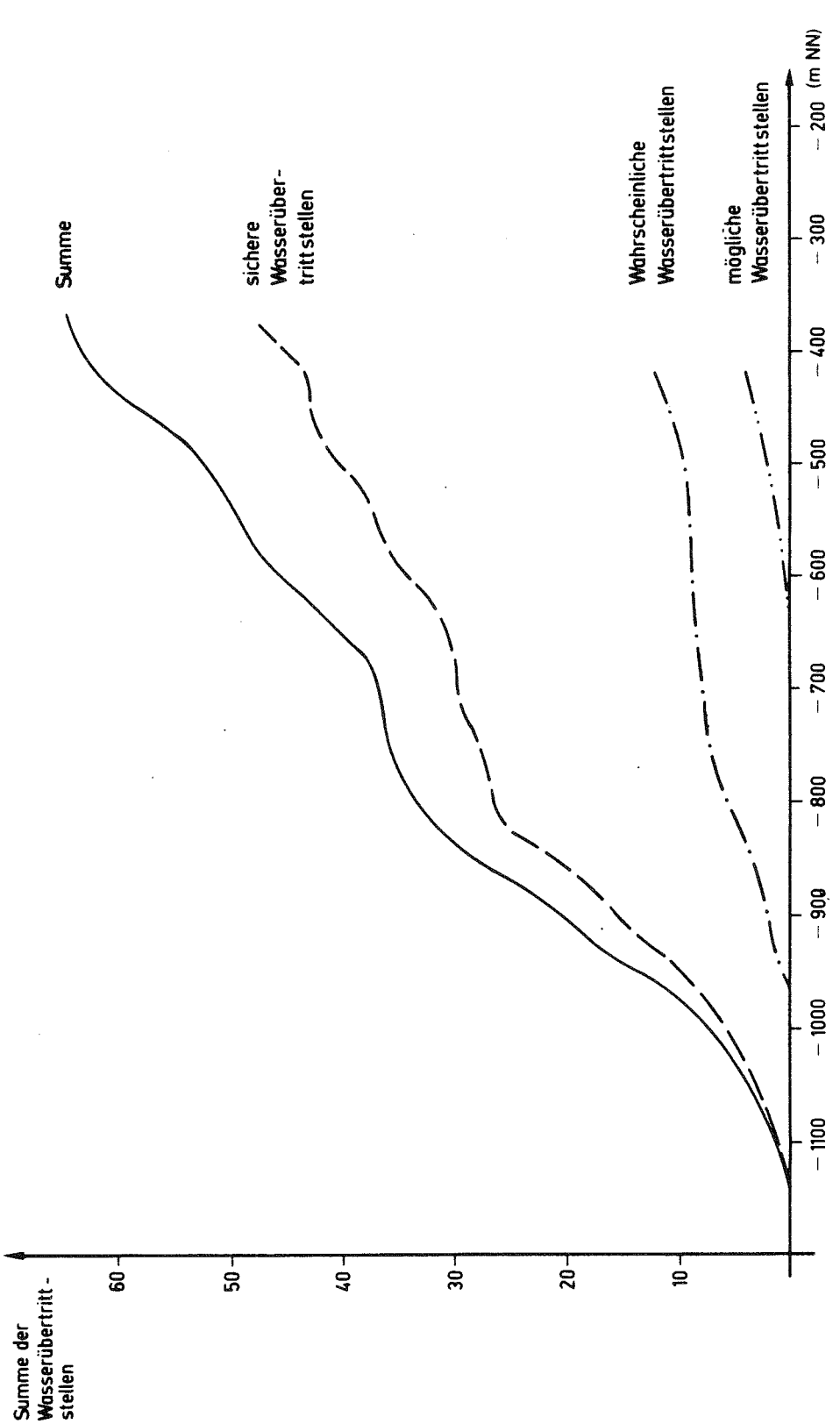
den ehemaligen Schachtanlagen, besonders Streckenverbindungen, werden bei der Schaffung von Wasserprovinzen genutzt, um die Hebung der Grubenwässer aus mehreren Abbaufeldern zentral an einer Stelle zu fassen bzw. zu heben.

Darüberhinaus sind auch im Produktiven Bereich Wasserübertrittsstellen gegeben, die beim Ersaufen der Bergwerke zwischen Ruhr und Lippe wirksam werden. In Anlage II.5/2 sind die tiefsten Übertrittsstellen dargestellt. Daraus ist ersichtlich, daß sich die überwiegende Anzahl im Bereich der ehemaligen Bergbau AG Lippe bzw. zwischen den Bergwerken Consolidation/Nordstern, Hugo, Ewald/Schlägel u. Eisen und Westerholt befindet.

Im Bereich der ehemaligen BAG Niederrhein und BAG Westfalen ist die Zahl der möglichen Verbindungen zwischen den einzelnen Bergwerken wesentlich geringer. Teilweise sind Bergwerke (z.B. Lohberg) hydraulisch gesehen als isolierte Grubengebäude anzusehen.

In einer Diplomarbeit an der Fachhochschule Bergbau der DMT wurde im Jahre 1988 auf dem **Bergwerk Hugo** eine genaue Aufnahme sämtlicher Wasserübertrittsstellen zu den Nachbarbergwerken durchgeführt. Dabei wurde der Begriff "Wasserübertrittsstelle" hinsichtlich seiner Wirksamkeit wie folgt definiert:

- **"Sichere Wasserübertrittsstellen"** sind anzunehmen, wenn
  a) die Sicherheitsfeste im Gestein < 20 m beträgt,
  b) die Sicherheitsfeste im Flöz < 50 m ist,
  c) die Sicherheitsfeste von einer oder mehreren Strecken durchörtert wird.



Untertagedeponie
Bergwerk Hugo
Summenkurve der Wasserübertrittstellen

Abb.: II/5.3

- **"Wahrscheinliche Wasserübertrittsstellen"** sind anzunehmen, wenn die Sicherheitsfeste im Flöz zwischen 50 m und 100 m vom Abbau zu tektonischen Störungen im Gebirge beträgt.

- **"Mögliche Wasserübertrittsstellen"** sind anzunehmen, wenn der Abstand im Flöz zu tektonischen Störungen zwischen 100 m und ca. 250 m beträgt.

Im Bergwerk Hugo wurden insgesamt 64 Wasserübertrittsstellen kartiert, wovon 48 als "sicher", 12 als "wahrscheinlich" und 4 als "möglich" eingestuft wurden (Abb. II.5/3). Eine Häufung der Wasserübertrittsstellen befindet sich zwischen - 700 m NN und - 850 m NN. Verbindungen bestehen zu den Bergwerken Westerholt, Consolidation/Nordstern sowie zu den Stillstandsbereichen Scholven und Graf Moltke (Wasserprovinz Essen-Nord).

II.5.2.4
Standwasser

Ausgekohlte Grubenfelder werden stillgelegt. Dabei kommt es vielfach zur Bildung von sog. "Standwässern", die sich aus den anfallenden geogenen Grubenwässern bilden. Als Beispiel seien hier die abgeworfen Flözniveaus Zollverein 3 und 5 im Ostfeld des Bergwerks Minister Achenbach genannt. Mit dem Abbau des tiefer gelegenen Flözes Zollverein 7 (Teufenabstand: < 50 m) mußten diese Standwässer wieder gelöst werden, da sich Grubenbaue nach § 122 (Schutzbereiche) der "Bergverordnung des Landesoberbergamtes NW für die Steinkohlenbergwerke (BVOSt, Fassung: 1912, 1986)" festgelegten oder vermuteten Standwasserbereichen ohne bergamtliche

Erlaubnis nicht auf weniger als 50 nähern dürfen. Diese Schutzbereiche wurden festgelegt, da es bei Unterbauung eines Standwasserbereiches durch die bergbaulichen Einwirkungen zeitweise zu einem unkontrollierten Abfluß dieser Wässer in den gebauten Streb kommen kann.

In der Wasserprovinz Essen-Nord (ehem. Bergwerke Matthias Stinnes, Graf Moltke, Rheinbarben) hatte sich ab 1980 oberhalb des Niveaus - 970 m NN eine Standwassersäule von rd. 160 m gebildet. Unter diesem Standwasserbereich verläuft die Hauptrichtstrecke W 120 des Bergwerks Nordstern im Niveau - 1003 m NN, also nur 33 m unterhalb der Standwassersäule. In der Strecke wurde kein Wasserzufluß registriert. Um jedoch ein weiteres Ansteigen des Standwassers, und damit den Wasserübertritt (Niveau: - 810 m NN) in die Bergwerke der Emscher Mulde zu verhindern, werden zur Zeit die Standwässer über mehrere Wasserlösungsbohrungen und eine Wasserlösungsstrecke am Schacht 5 Matthias Stinnes gefaßt bzw. abgesenkt.

II.6
Gebirgsdurchlässigkeit

II.6.1
Das bergbaulich überprägte Gebirge

II.6.1.1
Allgemeine Situation

Da die zur Deponierung vorgesehenen Rückstände zunächst ausschließlich im laufenden Bergwerksbetrieb, und zwar vornehmlich mit dem Versatz in den heute üblichen langfrontartigen Abbaubetrieben eingebracht werden sollen, ist das Gebirge im Einwirkungsbereich dieser Abbaue den bergbaulichen Zwangsverformungen ausgesetzt. Diese verändern den hydrogeologisch relevanten Zustand. Aus diesem Grunde soll im folgenden näher hierauf eingegangen und die Verhältnisse aufgrund der Ergebnisse von im Rahmen dieser Bearbeitung durchgeführten Sonderuntersuchungen quantifiziert werden.

Durch den Strebbau werden im Gebirge flächenhafte Hohlräume geschaffen, die die ursprüngliche Spannungsverteilung verändern. Diese ist in einem konsolidierten Gebirge durch das Eigengewicht der überlagernden Schichten bestimmt. Die größten Veränderungen der Spannungen sind in der Umgebung der Hohlräume, besonders aber an deren Grenzflächen zu finden (s. Kap. IV.2.1).

Werden die neu aufgetretenen Spannungen vom Gebirge ohne quasi-plastische Verformung aufgenommen, bleibt der Hohlraum offen und Ausgleichsbewegungen sind auf die unmittelbare Nachbarschaft beschränkt.

Werden die neu aufgetretenden Spannungen vom Gebirge nicht aufgenommen, wandert es in den Hohlraum hinein. Diese Änderung der Spannungsverteilung bleibt nun nicht mehr auf die Umgebung des Hohlraumes beschränkt, sondern kann sich auf das gesamte überlagernde Gebirge bis zur Tagesoberfläche auswirken. Die heute üblichen langfrontartigen Bauweisen entziehen dem hangendem Gebirge großflächig das Auflager und haben flächenhafte Senkungserscheinungen an der Tagesoberfläche zur Folge, d.h. der gesamte Gebirgskörper im sog. Einwirkungsbereich (Senkungskörper) wird erfaßt.

In Abbaubetrieben mit Bruchbau ist zu beobachten, daß die unmittelbaren Dachschichten stückig unter vollständiger Auflösung des Verbandes hereinbrechen. Die Größe und Form dieser Gesteinskörper werden durch die Abstände der Schichtfugen und der Kluftfugen innerhalb der einzelnen Kluftscharen sowie durch den Anstellwinkel der Kluftscharen bestimmt. Wird dem Gebirge durch den Abbau ein Beanspruchungsplan aufgezwungen, bei dem das natürliche Trennfugensystem (Klüfte) nicht voll ausgenutzt werden kann und der die Belastung die Gebirgsfestigkeit übersteigt, bilden sich zusätzlich Risse. Meist kommt es zu einem Zusammenwirken des natürlichen und des technisch erzwungenen Trennfugensystems.

Durch das Hereinbrechen der Gesteinskörper bildet sich ein loses Haufwerk mit einem der Schüttungszahl, d.h. dem Verhältnis vom Volumen des geschütteten zu dem des anstehenden Gesteines, entsprechenden vergrößerten Volumen. Erfahrungsgemäß liegen die Schüttungszahlen (angegeben in Raumkubikmeter je Festkubikmeter) bei den Gesteinen des Oberkarbons für Sandstein zwischen 2,0 und 2,5 rm^3/fm^3, für Siltstein zwischen 1,5 und 2,5 rm^3/fm^3, für Tonstein (Schieferton) zwischen 1,4 und 1,5 rm^3/fm^3 und für Rohförderkohle zwischen 1,4 und

1,6 rm^3/fm^3. Bei einer Schüttungszahl von 2,0 rm^3/fm^3 müssen aus dem Hangendem Gesteinsschichten in einfacher Flözmächtigkeit ausbrechen, um den ausgekohlten Hohlraum mit losem Haufwerk auszufüllen. Ist dieser Zustand erreicht, können sich einzelne, lockere Gesteinskörper nicht mehr frei aus dem Verband lösen, sondern werden durch das Haufwerk in Ihrer Lage gehalten. Die hangenden Gesteinsschichten, die durch die Absenkungsbewegungen intensiv beansprucht und von Kluftflächen und u.U. auch von neu angelegten Trennfugen durchsetzt sind, können ihren Verband nicht mehr restlos auflösen. Sie senken sich wie eine zusammenhängende Decke auf das Haufwerk und verdichten dieses zunehmend mit steigender Auflast.

Dabei werden die einzelnen Gesteinskörper des Haufwerks über Ecken und Kanten beansprucht, bis sie bei entsprechender Auflast völlig zertrümmert sind. Mit dem sich aufbauenden Manteldruck steigt die Tragfähigkeit des Materials bei zunehmender Verdichtung. Dieser Vorgang schreitet fort, bis der der Teufe entsprechende Manteldruck erreicht ist.

Der **Reichweite der Gefügebeeinflußung** kommt im vorliegenden Fall für die damit verbundene Änderung der hydrologischen Randbedingungen eine besondere Bedeutung zu. Systematische Untersuchungen der DMT seit rd. 25 Jahren lassen die Reichweite der Einwirkungen begrenzen

- für die **vollständige Gefügeauflösung** auf eine Mächtigkeit von maximal 3-facher gebauter Flözmächtigkeit in das Haupthangende,

- für die **Gefügezerrüttung**, bei der sich die einzelnen Kluft- bzw. Bruchkörper aus dem Schichtenverband heraus gegeneinander verdreht haben, auf eine Mächtigkeit von maximal 9-facher gebauter Flözmächtigkeit in das Haupthangende und

- für die **Gefügeauflockerung**, bei der sich lediglich die Kluftkörper im Schichtenverband relativ zueinander verschoben aber praktisch nicht verdreht haben, auf eine Mächtigkeit von maximal 15-facher gebauter Flözmächtigkeit in das Haupthangende.

Diese Untersuchungsergebnisse wurden unter - in diesem Zusammenhang - ungünstigen Bedingungen ermittelt, nämlich über oberflächennahem Abbau, bei dem es wegen der fehlenden Überlagerungsmächtigkeit nur untergeordnet zur Ausbildung von abschirmenden Gewölbebrücken kam und bei dem auch die Rückverdichtung der Gebirgsauflockerungen und die des ggf. vorhandenen Versatzes nur unvollständig erfolgte. Mit diesen Ergebnissen konnten die aus dem markscheiderisch-gebirgsmechanischen und bergmännisch-ausgasungstechnischen Schriftum qualitativ bekannten Zusammenhänge für die vorliegenden Anforderungen - auf der sicheren Seite liegend - quantifiziert werden.

Spezielle Untersuchungen am durchörterten Versatz zeigen deutlich, daß das als Versatz nachbrechende Gebirge selbst und die Übergangszone der vollständigen Gefügeauflösung wieder weitgehend wasserundurchlässig werden. In dieser Schicht sind alle Hohlräume und Risse zugedrückt und keine offenen Fugen mehr vorhanden.

Die hangenden Schichten senken sich plattenförmig ohne Auflösung des Gesteinsverbandes "pseudoplastisch" als Ganzes ab. Beim untertägigen Abbau von Flözen, die zuvor in einem Abstand von nur 10 m bis 20 m unterbaut wurden, sind allgemein keine größeren Absätze des Hangenden und Liegenden angetroffen worden. Im einzelnen ist die Mächtigkeit der in diesem Sinne beeinflußten Schichten von geologischen und betrieblichen Bedingungen abhängig.

Das Einbringen von Versatz ändert den gebirgsmechanischen Vorgang nicht. Es hat nur Einfluß auf das Ausmaß der Verformungen sowie die Intensität der Gefügeauflösung und Gefügezerrüttung.

Durch diese Eigentragfähigkeit, die durch den petrographischen Aufbau in Verbindung mit der seitlichen Verspannung bestimmt ist, kommt es zu einer Verzögerung und einem diskontinuierlichen Ablauf der Senkung. Es bilden sich schollenartige Senkungsbereiche. Die sich in Schollen absetzenden Gebirgsschichten lassen Auflokkerungsvorgänge im bergtechnischen Sinne nicht zu.

Der Bewegungsablauf im Gebirge hängt u.a. von den Festigkeitseigenschaften der Schichten ab, die z.T. durch die petrographische Beschaffenheit bestimmt sind. Spröde und feste Schichten, wie kompakte Sandsteinbänke, verzögern infolge ihrer Eigentragfähigkeit den Bewegungsablauf, können aber als Folge der dann auftretenden sehr hohen Gebirgsspannungen mit plötzlichen und schlagartigen Entspannungsbewegungen reagieren. Mehr plastisch reagierende Gesteine wie Tonsteine (Schiefertone) geben auf mechanische Beanspruchung zwar schneller nach, gleichen diese aber durch Verformungen aus. Dieser Unterschied macht sich besonders bei vorhandenem Kreide-Deckgebirge bemerkbar. Dieses setzt sich zumeist

aus Mergelsteinen zusammen, die bei allseitiger Umschließung quasi-plastisch reagieren; nur untergeordnet treten spröde reagierende Kalksteine und Kalksandsteine auf. Die Mergelsteine sprechen infolge ihres geringen Elastizitätsmoduls frühzeitig auf Spannungen durch Verformung an und lassen infolge ihrer geringen Scherfestigkeit weniger hohe Spannungen zu als die spröderen Karbongesteine. Dieses Verhalten ermöglicht die Überführung schnellerer und oft ruckartiger Bewegungen aus dem Karbongebirge in eine mehr plastisch kontinuierliche Verformung mit frühzeitigem Spannungsausgleich. Die Spannungsspitzen sind geringer, die Spannungen haben eine größere räumliche Verteilung. Dadurch übt das Deckgebirge einen dämpfenden, vergleichmäßigenden Einfluß auf die Einwirkungen an der Tagesoberfläche aus. Hinzu kommt, daß beim Eintritt der Bewegungen in das flach gelagerte Deckgebirge die durch die Lagerung der gefalteten Karbonschichten beeinflußten Absetzungsvorgänge einheitlicher und gleichmäßiger werden.

Durch Sonderuntersuchungen ist ferner festgestellt worden, daß sich unter dem Einfluß bergmännischen Abbaus in Extremfällen zwar Spalten im Emscher-Mergel horizontweise öffnen, bankweise aber in solchem Maße verspringen, daß sie nicht miteinander scharen und auch nicht für kurze Zeit über die Teufe Wasserwege öffnen. Ausnahmen sind dabei diejenigen Fälle, in denen bergbauliche Einwirkungen dem Gebirge Abrisse aufzwingen, was besonders in Zonen großtektonischer Störungen, die häufig bis ins Deckgebirge durchsetzen, der Fall sein kann. Für den Teufenabschnitt des Emscher-Mergel ist aber durch Erfahrung belegt, daß diese Mergel ebenso wie vergleichbare Gesteinstypen zur "Selbstdichtung" neigen. Im gesamten tätigen Bergbaugebiet stehen die Emscher-Mergel in ausreichender Mächtigkeit an, um ein

sicheres "Dichtungspolster" gegenüber überlagernden Grundwasserleitern zu bilden. Dies gilt im Umkehrschluß auch für aufsteigende Wässer. Lokale Aufstiege versalzener Tiefenwässer im Bereich großer Störungen sind jedoch möglich.

Es kommt noch hinzu, daß diese Gesteine in der Regel unter quartärer Bedeckung einen tonigen Verwitterungskopf besitzen, der meist eine hydraulische Verbindung zwischen den überlagernden Schichten und dem Oberen Grundwasserstockwerk verhindert. Aus Sonderuntersuchungen ist bekannt, daß der Verwitterungskopf des Emscher-Mergels auch unter starken Beanspruchungen durch abbaubedingte Längenänderungen undurchlässig bleibt.

Die Zeitdauer der Einwirkungen wird insbesondere von der Festigkeit der überlagernden Schichten gegen Zugbeanspruchung bestimmt. Die Geschwindigkeit des Bewegungsablaufs wächst mit abnehmender Zugfestigkeit des Gebirges.

Die Reichweite der Auflockerungszone im Deckgebirge ist unabhängig von der Teufenlage des jeweiligen Abbaus. Deshalb ist es auch erklärlich, daß unter sonst gleichen Voraussetzungen in etwa stets der gleiche Prozentsatz der gebauten Flözmächtigkeit als Senkung an der Tagesoberfläche eintritt. Die verbleibende Differenz zwischen der gebauten Flözmachtigkeit und der Vollsenkung an der Tagesoberfläche wird im wesentlichen durch die nur wenige Dekameter hoch reichende Auflockerung der den Abbau überlagernden Dachschichten verursacht. Dieser Vorgang ändert sich auch grundsätzlich nicht beim Einbringen von Versatzgut. Diese Auflockerung wird während des Senkungsvorgangs nachträglich zwar wieder z.T. rückgebildet. Bei der damit verbundenen Dichtung wird auch eine Wiederverfestigung des Schichtenverban-

des erreicht, ohne daß dadurch allerdings, auch nicht nach beendetem Senkungsvorgang, wieder die gleiche Dichte erreicht würde, wie sie vor Beginn des Abbaus als Folge der natürlichen Verfestigung des Gebirges vorhanden ist.

Neben dem bisher beschriebenen Verhalten gegenüber mechanischer Beanspruchung (weitere Einzelheiten: vgl. Tab. II.6/1) reagieren grob- und feinkörnige Gesteine auch gegenüber Wasser unterschiedlich. So können vor allem klüftige Sandsteine ergiebige Wasserspeicher und Grundwasserleiter sein (vgl. Kap. II.2.2). Das Gesteinsverhalten gegenüber Wasser ist aber eher als "unempfindlich" zu bezeichnen.

Besonders empfindlich reagieren dagegen tonige Sedimentgesteine (v.a. Schiefertone). Sie verlieren unter Feuchtigkeitseinwirkung ihre Festigkeitseigenschaften (im Extremen bis zum Gesteinszerfall) und neigen zur Quellung. Das Quellverhalten hängt dabei n. KNATZ (1979) im wesentlichen von der Quellfähigkeit der das Gestein aufbauenden Tonminerale ab, die zwei unterschiedlichen Gruppen zugeordnet werden können:

- Die Tonminerale der Montmorillonit können in ihre Kristallstruktur Zwischenschichtwasser aufnehmen, wodurch eine ± starke eindimensionale, innerkristalline Quellung hervorgerufen wird.

- Die Tonminerale Illit und Kaolinit, die überwiegend in den Gesteinen des Ruhrkarbons vorkommen (vgl. Kap. II.4.2.1.1), besitzen dagegen kein eigentliches innerkristallines Quellvermögen. Die Volumenvermehrung beruht hier sowohl auf adsorptiv an die

Tab. II.6/1: Geohydraulische und geotechnische Eigenschaften der Deckgebirgssteine

		Gesamt-porosität (n)	Gebirgsdurch-lässigkeit k_f [m/s]	Dichte (ρ) [kg/dm³]	innerer Reibungs-winkel (φ) [°]	Kohäsion (c) [kN/m²]	Steifemodul (E_s) [MN/m²]	einaxiale Druckfestig-keit (β_D) [MN/m²]
Quartär	1. nichtbindig: (Terrassensande, -kiese Decksande, fluvioglaz. Sande)	0,30...0,35	$1x10^{-6}$..$8x10^{-4}$	1,8...2,0	30...35	0	15...35	
	2. bindig: (Tallehme, Lößlehm, Geschiebelehm)	0,30...0,40	$1x10^{-11}$..$5x10^{-7}$	1,9...2,1	25...30	5...20	8...15	
Tertiär	1. nichtbindig: (z.B. Walsumer Meeres-sand, Feinsande, Oligozän)	0,25...0,30	$5x10^{-7}$..$5x10^{-6}$	1,9...2,0	30	0	15...20	
	2. bindig: (z.B. Ratinger Schichten, tonige Oligozän-Schluffe)	0,25...0,35	$1x10^{-11}$..$1x10^{-8}$	2,0...2,1	30...33	0...30	15...30	
Kreide	1. Halterner Sande	0,25...0,30	$5x10^{-5}$..$2x10^{-4}$	1,9...2,1	32,5	0	20...40	
	2. Bottroper Mergel	0,30...0,35	$1x10^{-9}$..$5x10^{-7}$	1,9...2,1				1,0...3,0
	3. Osterfelder Sande	0,24...0,32	$1x10^{-5}$..$1x10^{-5}$	2,0	32,5	0	15...30	
	4. Recklinghäuser Sandmergel	0,25...0,35	$5x10^{-5}$..$8x10^{-5}$	1,9...2,1				<1,0...20,0
	5. Emschermergel	0,10...0,35	$1x10^{-12}$...$1x10^{-4}$	2,0...2,5			$E \approx 1x10^4$	1,0...20,0
	6. Tonmergelsteine und Kalksteine	0,05...0,15		2,2...2,6			$E \approx 2x10^4$	10...60
Trias	1. Keuper und Muschel-kalke (Kalksteine und Mergelsteine)	0,05...0,30		2,1...2,7				5...50
	2. Buntsandstein (Fein-Mittelsande, un-verfestigt, Ton-Silt-steine, verfestigt)	0,28...0,40		2,1...2,2	~30	0... ~30	20...50	
Zechstein	1. Tonsteine z.T. gips-führend, Mergelsteine	≈0,1	$1x10^{-12}$	≈2,5				10...50
	2. Kalksteine, Dolomite	< 0,1		1,6...2,8				10...40
	3. Anhydrit	< 0,1		2,95				20...50

Schichtoberflächen gebundenes Wasser mit der Folge einer schichtparallelen Aufblätterung des Gesteins als auch auf einer Dehnung durch den Porendruck, der sich durch das infolge Kapillarwirkung in die Poren eingesaugte Wasser aufbaut.

Neben dem im Ruhrbergbau eher selten anzutreffenden o.g. Quellen im Sinne einer Volumenvemehrung tritt dagegen häufiger Konvergenz des Gebirges auf.

Unter der Einwirkung des Gebirgsdruckes kriechen die den Hohlraum (Strecke, Streb) begrenzenden Gesteine in diesen hinein. Konvergenzbewegungen sind besonders bei tonigen Gesteinen ausgeprägt, bei denen die Reibung auf Schichtflächen, Klüften und Rissen durch Feuchtigkeitseinwirkung vermindert wird.

II.6.1.2
Situation im Produktiven Abbaubereich

Für die Beurteilung der durch einen bergmännischen Abbau zu erwartenden Auswirkungen auf die Grundwasserstockwerke sind vornehmlich die in Form von Längungen in das Gebirge eingetragenen horizontalen Längenänderungen maßgebend. Die Auswirkungen sind nicht nur im Hinblick auf einen etwaigen Abzug des Grundwassers aus dem Oberen Grundwasserstockwerk in das Untere Grundwasserstockwerk von Bedeutung, sondern umgekehrt auch für den Grundwasseraufstieg von unten nach oben im Anschluß an das Ersaufen aller Grubengebäude. In diesem Zusammenhang spielt das Verhalten des Emscher-Mergels unter bergbaulichen Einwirkungen eine besondere Rolle, denn ein Abfließen des z.B. in den Halterner Sanden und in

dem oberen Teil der Recklinghäuser Sandmergel vorhandenen nutzbaren Grubenwasserreservoirs würde nicht nur die Wassergewinnung beeinträchtigen, sondern auch die Wasserhaltung der betroffenen Schachtanlagen in Schwierigkeiten bringen.

Beim Teufen aller der für diesen Bereich relevanten Schächte wurde seit 1901 der "graue Mergel" des Emscher als "dicht" gegenüber den wasserführenden Schichten des Untersenon vorgefunden. Der tiefer liegende klüftige "weiße Mergel" des Turon, der regional als besonders wasserführend bekannt ist, war im Norden der Bergbauzone praktisch trocken.

Auch nach Aufnahme des Abbaus ergaben sich keine Wasserzuflüsse aus dem Deckgebirge. Im Anschluß an Sonderuntersuchungen wurde aus diesem Grunde vom Oberbergamt Dortmund im Jahre 1934 dem **Bergwerk Auguste Victoria** eine Ausnahmebewilligung vom Verbot des Abbaus im "Mergelschutzbereich" erteilt, die in späteren Jahren immer wieder erneuert bzw. verlängert wurde. Mit Ausnahme der Jahre 1948, 1964 und 1965 sowie seit 1979 wurde ab 1939 ständig ohne Versatz im "Mergelschutzbereich" des damaligen Betriebsfeldes 3/7 bzw. Baufeldes 3/6 gebaut. Insgesamt wurden ca. 3,3 Mio m^2 Abbaufläche mit einem Abbauhohlraum von rd. 4,8 Mio m^3 abgebaut.

Zu keiner Zeit hat es in diesem Bereich trotz der z.T. starken Abbauauswirkungen wesentliche Wasserzuflüsse aus dem Grenzbereich zum Deckgebirge gegeben. Eingetretene Wasserzuflüsse konnten stets auf örtliche begrenzte, im Kluftvolumen der Schichten im Grenzbereich der Karbonoberfläche zusitzende Wässer zurückgeführt werden. Deshalb versiegten solche Zuflüsse auch stets nach kurzer Zeit. Somit kann davon ausgegangen werden, daß zu keiner Zeit das bedeutende und insgesamt gesehen zu-

sammenhängede Grundwasserreservoir der über dem Emscher-Mergel anstehenden Recklinghäuser Sandmergel und Halterner Sande durch den stattgefundenen bergmännischen Abbau "angezapft" worden ist. Das kann darauf zurückgeführt werden, daß sich etwaige, durch Abbau im Emscher-Mergel entstandene offene Trennfugen wieder kurzfristig plastisch bzw. pseudoplastisch geschlossen haben. Dauerbeständige Dehnungsspalten sind im Emscher-Mergel bisher nicht bekannt geworden.

In Bereichen des ehemaligen Abbaus und in der heutigen produktiven Zone steht eine große Zahl von Schächten. Nach Abwerfen wurden diese zwar dauerstandsicher verfüllt, jedoch bleiben die nicht wasserundurchlässigen Füllsäulen und die eigentlichen Schachtbereiche, wie die Störungsbereiche häufig Zonen verstärkter Wasserwegsamkeit im Gebirge.
Außerdem wird das Deckgebirge in der heutigen Abbauzone und in den Reservefeldern von zahlreichen Explorationsbohrungen durchteuft. Zumindest die nicht verrohrten Bohrungen werden jedoch sehr rasch von plastischen, quellfähigen Gesteinen (Emscher-Mergel) geschlossen.

Besonders im Bereich der Emscherzone ist bei der dort vorhandenen geringen morphologischen Höhe bei gleichzeitig starken Bergsenkungen nicht auszuschließen, daß der dadurch vergrößerte artesische Auftrieb zu einem Grubenwasseraustritt aus nicht wasserdicht verfüllten Schächten nach Abschluß aller bergbaulichen Tätigkeiten führen kann.

II.6.2
Bestimmung der Gebirgsdurchlässigkeiten

In Kapitel II.2.2.2 wurden ausführlich die hydrogeologischen Gegebenheiten im bergbaulich erschlossenen Steinkohlengebirge beschrieben. Dabei wurde insbesondere auf die Wasserwegsamkeiten in Sandsteinen und Schiefertonen sowie in Störungszonen eingegangen.

Für die Berechnung der Grundwasserströmungen und die Erstellung eines Strömungsmodells Kap. II.7) war die Quantifizierung der Gebirgsdurchlässigkeit erforderlich. Dazu wurden bereits vorhandene Wasserdruckversuche (WD Tests) ausgewertet und Bestimmungen der Durchlässigkeit an hydrologischen Meßstellen (Schluckbrunnen) untertage durchgeführt.

II.6.2.1
Wasserdruck-Versuche (WD-Tests) bei Dammbauarbeiten

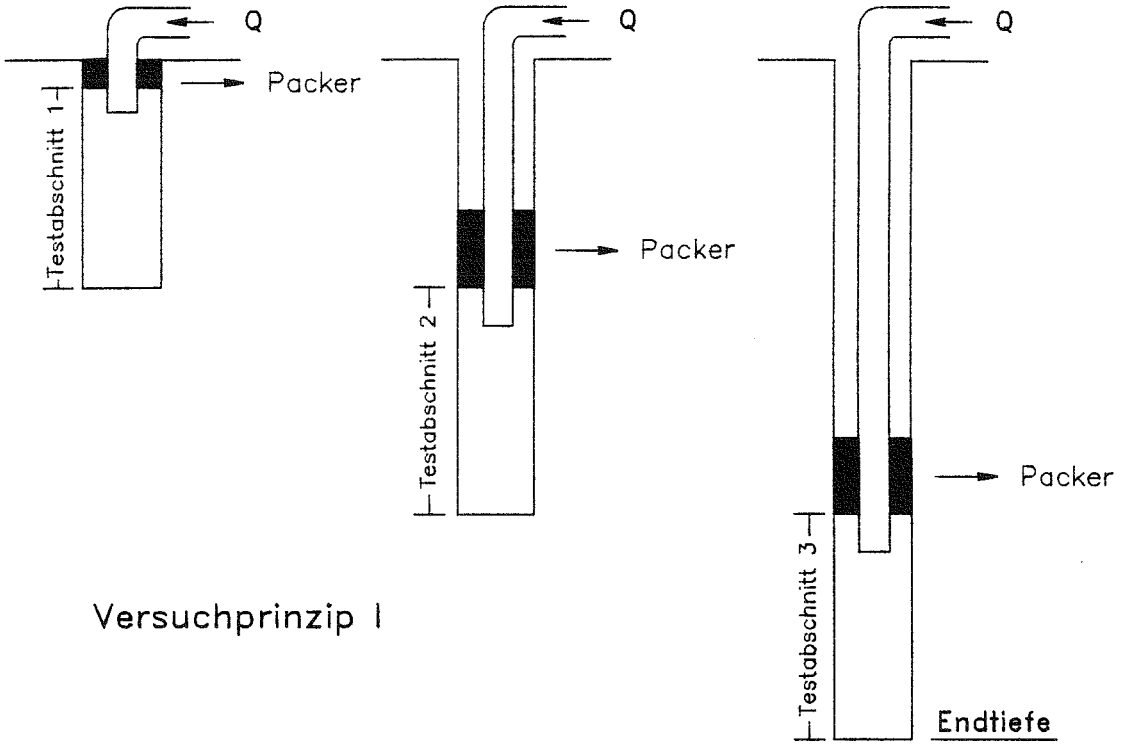
Der Wasserdruckversuch (WD-Test) mit Hilfe von Bohrlochpackern ist heute die gebräuchlichste Methode z.B. im Talsperrenbau oder beim Setzen von Wasserdämmen untertage, die Durchlässigkeit des klüftigen Felsgesteins, das das betreffende Bauwerk umgibt, zu bestimmen. Für die vorliegende Studie standen insgesamt 314 Wasserdruckversuche, die beim Setzen von Wasserdämmen in Strecken des Steinkohlenbergbaus durchgeführt wurden, zur Verfügung. Eine Zuordnung der einzelnen Testabschnitte zu bestimmten Gesteinsarten (Schieferton, Sandschiefer, Sandstein) konnte anhand der vorliegenden Unterlagen nicht vorgenommen werden, bzw. es ist, wie sich später zeigt, keine eindeutige lithologische Differenzierung möglich.

Der normale **Wasserdruckversuch** wird in folgenden Schritten durchgeführt:

- Niederbringen eines Bohrlochs bis zu einer bestimmten Tiefe (üblich: 5 m-Schritte)
- Setzen eines Einfachpackers oberhalb des Testabschnitts
- Durchführung des WD-Versuches in mehreren Druckstufen, jeweils mit zunehmenden und anschließend abnehmenden Drücken
- Registrierung der konstanten Durchflußmenge in der jeweiligen Druckstufe über einen bestimmten Zeitraum (üblich: 10 Minuten, Schwankungen der Durchflußmengen <5%)
- Entfernung des Packers
- Weiterteufen des Bohrloches (z.B. 5 m)
- Erneutes Setzen des Packers und Durchführung des WD-Versuches im 2. Testabschnitt
- Wiederholung des Vorganges bis zur geplanten Endteufe (Abb. II.6/1 Versuchsprinzip 1).

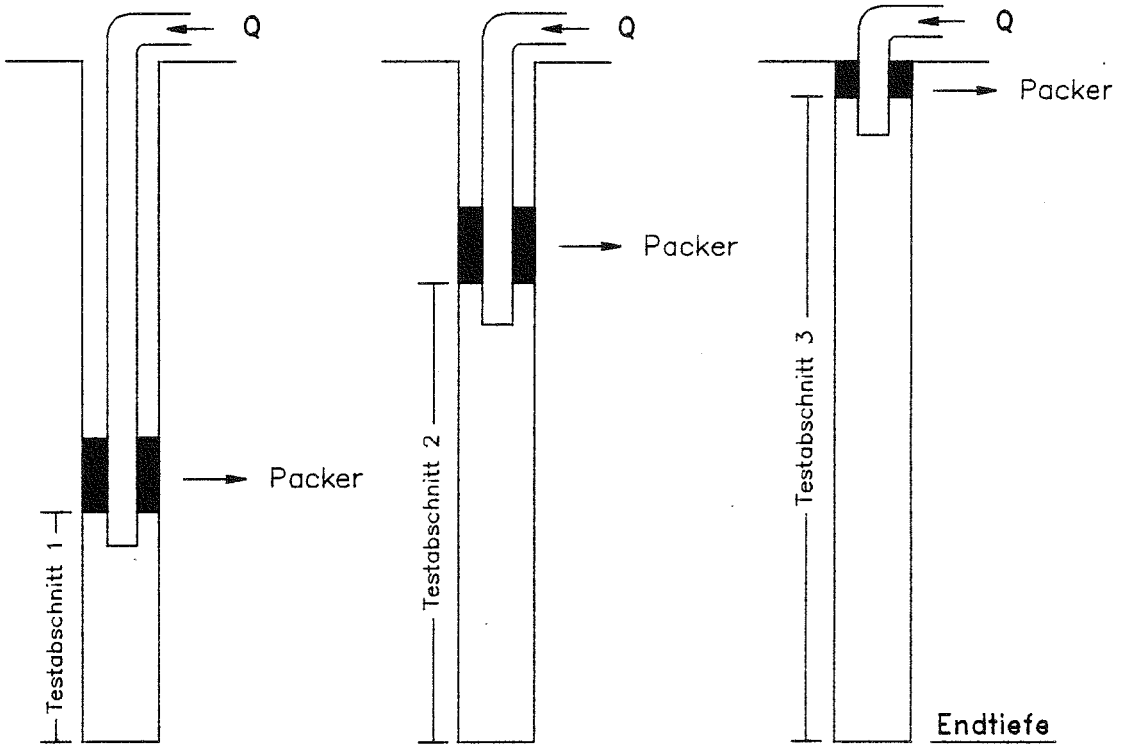
Ist ein Bohrloch vorhanden so kann der WD-Versuch auch von unten nach oben abschnittsweise durchgeführt werden (Abb. II.6/1, Versuchsprinzip 2).

Bei der Versuchsauswertung können die in Diagrammen aufgetragenen Werte Q (Durchflußmenge) und p (Einpreßdruck) unterschiedliche Kurven aufweisen (Abb. II.6/2).



Versuchprinzip I

Q = konstante Wassereingabemenge bei jeweiliger Druckstufe



Versuchsprinzip II

Abb. II.6/1 Versuchsprinzipien der WD – Versuche

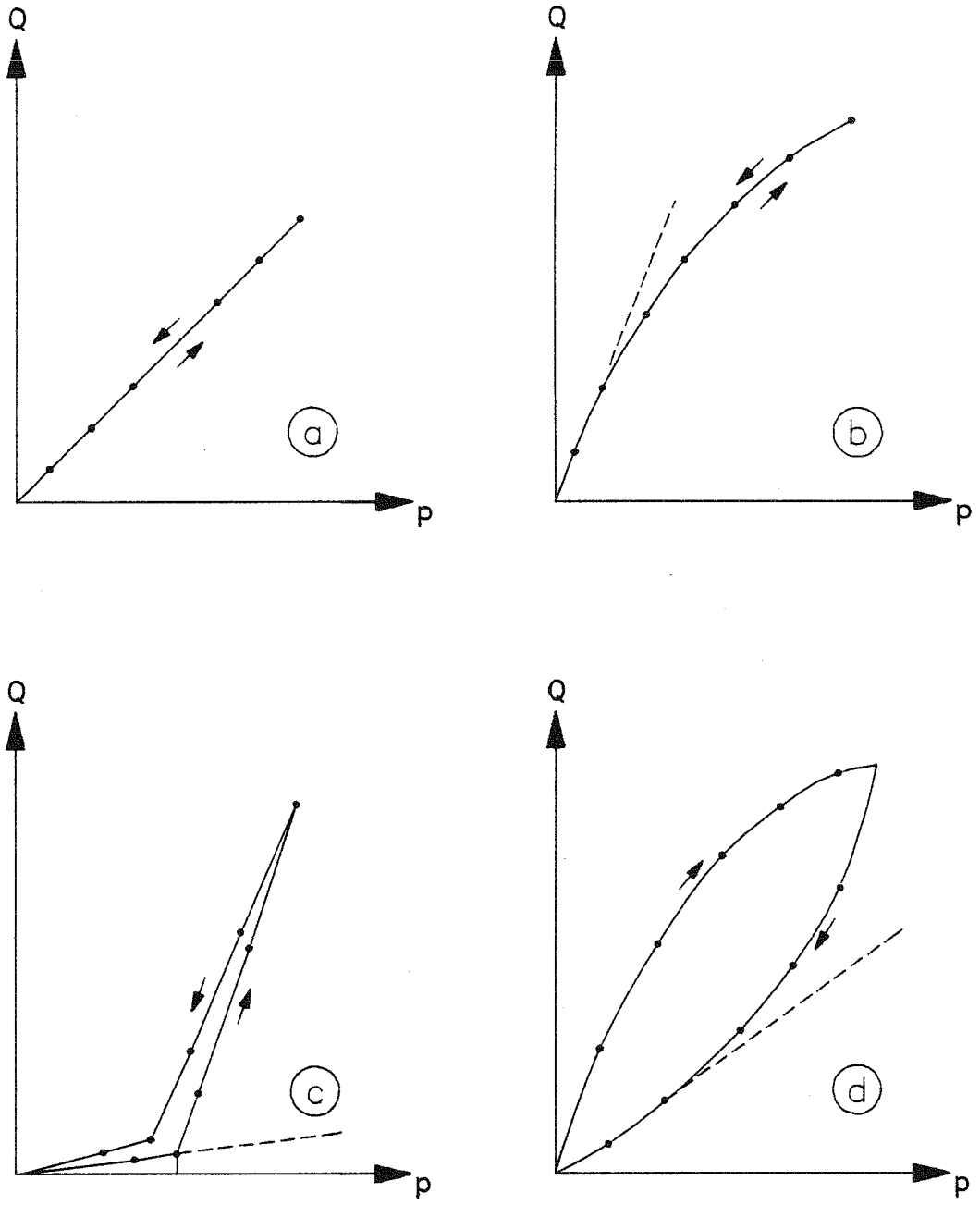


Abb. II.6/2 Charakteristische Ergebnisse des WD – Versuchs

Die hier abgebildeten Kurven lassen folgende Aussagen zu dem jeweils durchgeführten Versuch zu:

- zu Bild a: Lineare Beziehung zwischen Q und p bedeutet laminares Fließen.
- zu Bild b: Bei zunehmendem Druck und unterproportionalen Ansteigen der Durchflußmenge ist turbulentes Fließen anzunehmen.
- zu Bild c: Nimmt Q ab einem bestimmten p stark zu und bei Druckverminderung etwa im gleichen Maße wieder ab, ist entweder der Packer umläufig oder eine schwach durchlässige Trennfläche aufgerissen.
- zu Bild d: Ist Q bei Druckminderung größer als bei Druckanstieg, so ist während des Versuches irreversibel der Fließweg verändert bzw. ein neuer geschaffen worden.

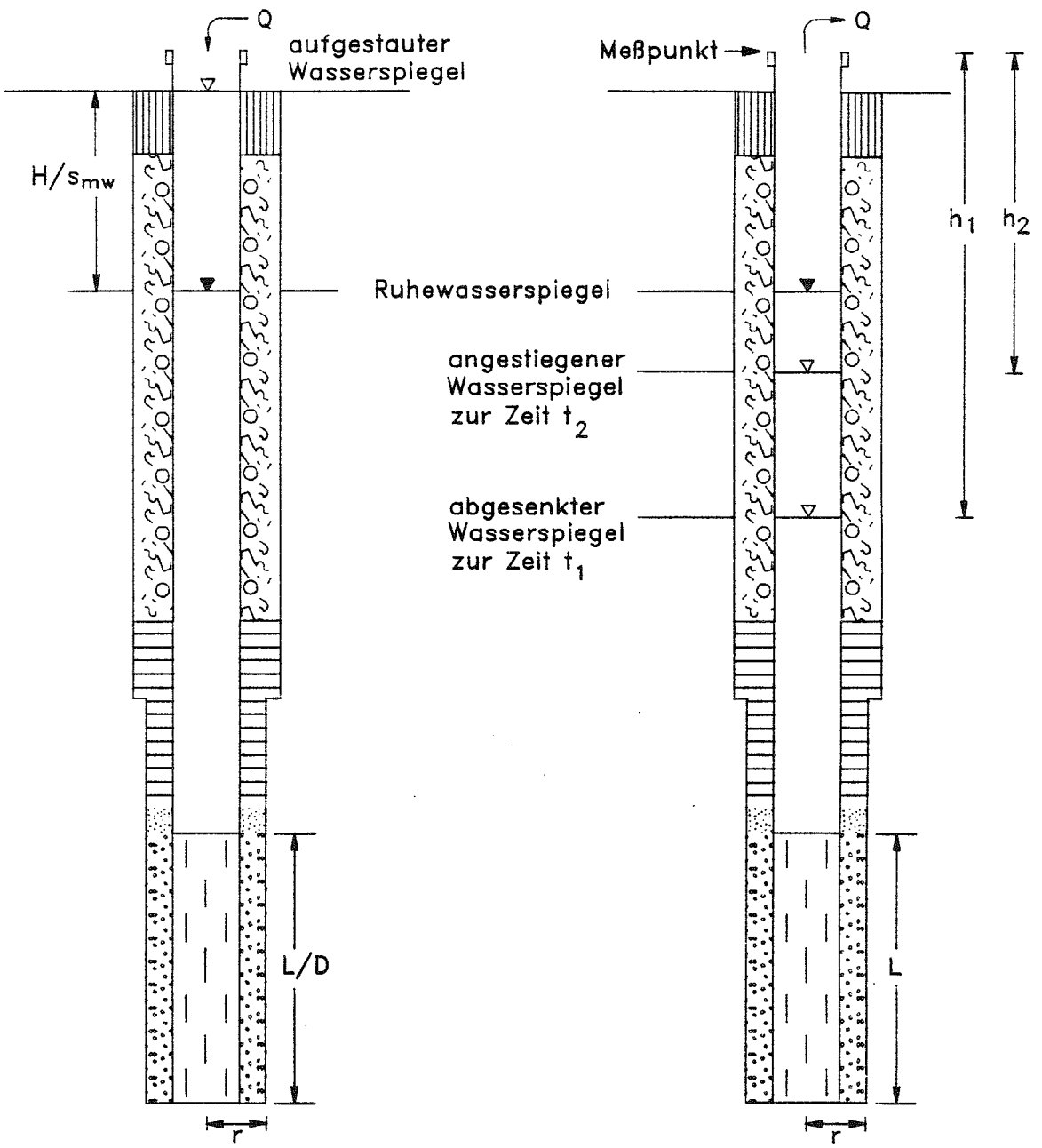
Die vorliegenden Wasserdruckversuche wurden nach folgender Formel (Earth Manual 1968) ausgewertet:

$$k_f = \frac{Q}{2 \cdot L \cdot H} \cdot \ln \frac{L}{r} \; ; \; L > 10r$$

Dabei bedeutet (Abb. II.6/3)

k_f = Durchlässigkeitsbeiwert von Trennflächenscharen im Testabschnitt (m/s)
Q = Konstante Wassereingabemenge in der jeweiligen Druckstufe (m^3/s)
L = Länge des Testabschnittes (m)
H = Aufstauhöhe (m)
r = Bohrlochradius (m).

Insgesamt wurden 314 WD-Versuche nach der o.g. Formel ausgewertet.



Q = Konstante Wassereingabemenge

H/s_{mw} = Aufstauhöhe

L/D = Filterstrecke

r = Bohrlochradius

(Q = Kurzfristige abgepumpte Wassermenge)

h_1 = Tiefe des abgesenkten Wasserspiegels zur Zeit t_1 unter Meßpunkt

h_2 = Tiefe des wiederangestiegenen Wasserspiegels zur Zeit t_2 unter Meßpunkt

L = Filterstrecke

Abb. II.6/3 Bezugsgrößen k_f – Wert – Bestimmung für Gravity – Test und Wiederanstiegsverfahren

Danach schwanken die Gebirgsdurchlässigkeiten in den jeweiligen Testabschnitten zwischen $3 \cdot 10^{-6}$ m/s und $1 \cdot 10^{-8}$ m/s. Die in Abb. II.6/4 dargestellte Häufigkeitsverteilung (WD-Tests) zeigt ein eindeutiges Maximum zwischen $2 \cdot 10^{-7}$ m/s und $1 \cdot 10^{-7}$ m/s. Das arithmetische Mittel aller 314 WD-Versuche beträgt $3{,}2 \cdot 10^{-7}$ m/s.

Alle diese getesteten Gebirgsabschnitte sind als schlecht wasserdurchlässig (k_f-Wertbereich: 10^{-5} m/s bis 10^{-9} m/s) anzusehen.

II.6.2.2

WD-Versuche auf dem Bergwerk Walsum

Ende März/Anfang April 1988 wurde auf dem Bergwerk Walsum im Flöz EF, Bauhöhe 44, der Bruchraum des Strebes mit einer Mischung aus Elektrofilterasche und Flotationsbergen (Mischverhältnis: 80:20) versetzt. Das Material wurde hydraulisch als Pumpversatz über Schlepprohre in den Bruchhohlraum eingebracht.

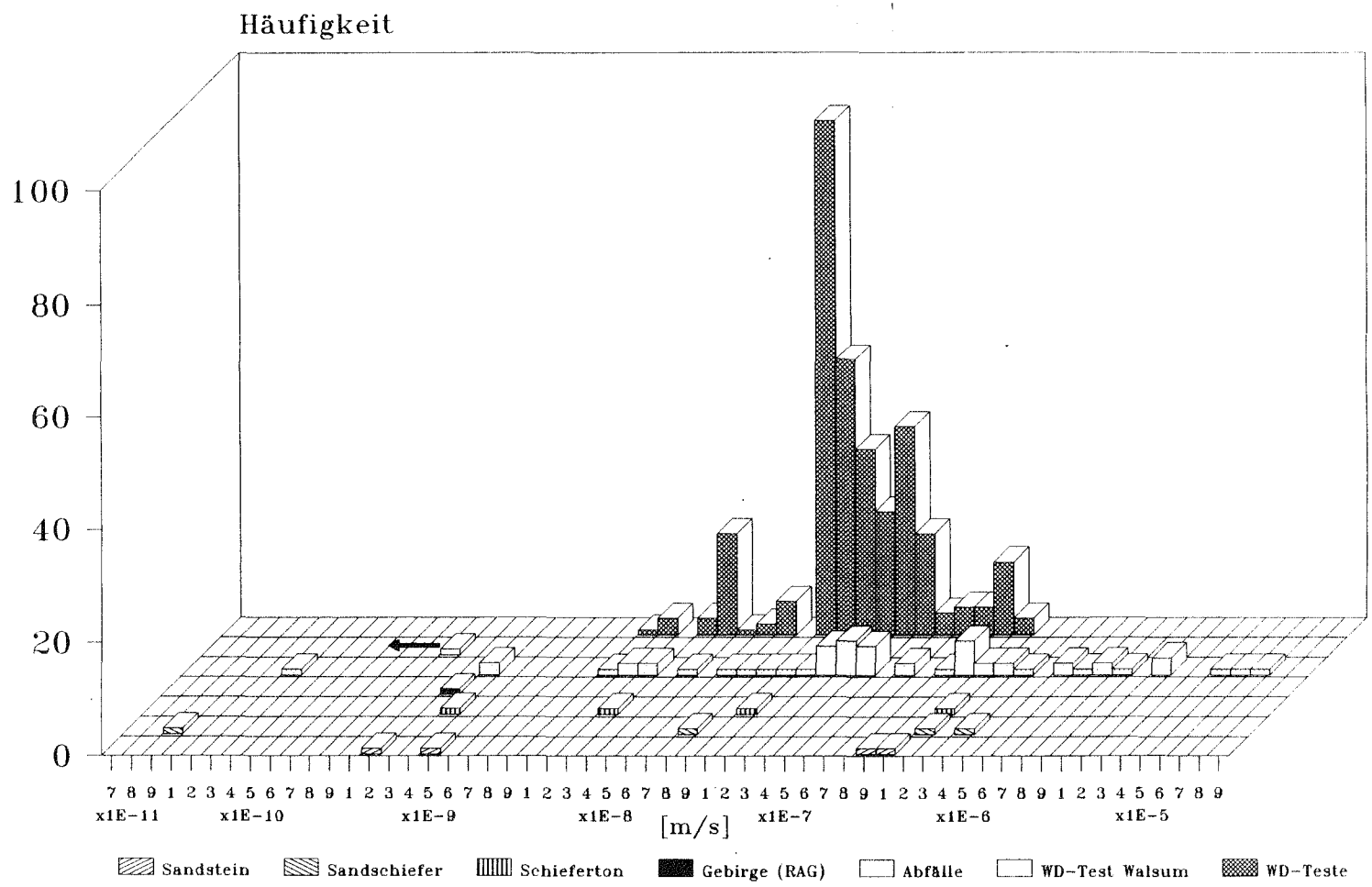
In der zweiten Hälfte des Jahres 1988 wurde eine Erkundungsstrecke im verfüllten Bruchhohlraum aufgefahren. In Absprache mit der DMT wurden 3 horizontale Bohrlöcher in das Gebirge gestoßen. Sie waren jeweils 10 m lang und im Bereich 0,0 m bis 5 m mit einem Packer versehen (vgl. Kap. Walsum WILKE).

Zwei der Bohrlöcher erfaßten den direkten Verfüllungsbereich, das dritte wurde oberhalb des Verfüllungsbereiches angesetzt.

An diesen Bohrungen wurden im Juli/August 1989 WD-Tests durchgeführt. Dabei wurde jede Bohrung in jeweils zwei Versuchen in den Druckstufen 0,5 - 1,0 - 2,0 bar und 2 - 4 - 8 bar über 10 Minuten bzw. 5 Minuten mit steigenden und fallenden Drücken mit Wasser beaufschlagt. Bei keinem der WD-Versuche konnten nennenswerte Wassermengen (max. 0,2 l/min.) sowohl in den verfüllten als auch unverfüllten Bruchraum eingepreßt werden.

Der Versatz ist damit an diesem Untersuchungspunkt als nur sehr gering wasserdurchlässig anzusehen und liegt damit unterhalb eines k_f-Wertes von $1 \cdot 10^{-9}$ m/s (Abb. II.6/4, WD-Test Walsum). Das Material entspricht in seinen Eigenschaften weitgehend dem möglichen Deponiegut "Elektrofilterflugaschen aus Müllverbrennungsanlagen" (s. Kap. III).

Durchlässigkeitsbeiwerte



Daten: DMT/HIG/RAG

Abb. II.6/4

II.6.3
Bestimmung der Gebirgsdurchlässigkeit in untertätigen Schluckbrunnen

II.6.3.1
Versuchsdurchführung

Da für die Berechnung der Strömungsvorgänge (Kap. II.7) die Permeabilitäten für die einzelnen Gesteinstypen (Schieferton, sandiger Schieferton bzw. Sandschiefer und Sandstein) interessierten, wurden zusätzlich die gesteinsspezifischen Durchlässigkeiten gezielt mit Hilfe von untertägigen Schluckbrunnen bestimmt. Die Festgesteine besitzen aufgrund ihrer tektonischen Beanspruchung Trennfugen und Klüfte, mit unterschiedlicher Häufigkeit und Öffnungsweite. Zudem werden diese Klüfte durch bergbauliche Einwirkungen in ihrer Ausbildung zum Teil stark beeinflußt, was natürlich auch deren Wasserwegsamkeit verändert. Dieses anisotrope Trennflächensystem führt dazu, daß die Strömungsgeschwindigkeiten auf relativ kleinem Raum wechseln.

Die zur Zeit vorhandenen Auswerteverfahren für die Bestimmung der Durchlässigkeit beruhen auf dem DARCY'schen Gesetz. Die Voraussetzungen für deren Anwendung ist laminares, d.h. gleichmäßiges Fließen in isotropen und homogenen Grundwasserleitern, was annähernd nur in Locker- (Poren-) gesteinen gegeben ist.

Dies bedeutet, daß in Kluftgesteinen mit diesen Verfahren ggfs. nur lokale Durchlässigkeitsbeiwerte des inhomogenen Gebirges ermittelt werden können. Um ein annähernd laminares Fließen bei den Versuchen zu erreichen, wurden zwei Testverfahren (Schluckversuch oder Gravity-Test und Wiederanstiegsverfahren) ausgewählt. Diese Verfahren arbeiten mit niedrigen Überdrücken (gleich

Aufstauhöhe über dem Ruhewasserspiegel) bzw. relativ geringen Absenkungen des Ruhewasserspiegels im Bohrloch. Bei WD-Versuchen ist die Problematik des turbulenten Fließens aufgrund der zum Teil hohen Überdrücke erheblich größer.

Für den **Gravity-Test** (Earth Manual 1963) wurde in den Brunnen der zu testende Gebirgsabschnitt unterhalb des Ruhewasserspiegels mittels einer Tondichtung ("Packer") von den übrigen hangenden Gesteinspartien abgetrennt. Der genaue Ausbau der Bohrlöcher ist Abb. II.6/5 zu entnehmen.

Das jeweilige Bohrloch wurde daraufhin vom Ruhewasserspiegel bis zum Sohlenniveau mit Wasser aufgefüllt und durch Wasserzugabe auf dieser Position gehalten. Die Wasserzugabe muß über einen längeren Zeitraum konstant sein (stationäre Strömungsverhältnisse), um ein auswertbares Ergebnis zu bekommen. Da dies in einigen Bohrlöchern anfänglich nicht gegeben war, wurde eine automatische Wassereingabeapparatur installiert, durch die über mehrere Tage der aufgestaute Wasserspiegel konstant gehalten wurde bis zur Sättigung des Gebirges. Danach wurden die konstanten Wassereingabemengen über Zeiträume bis zu 30 Stunden registriert.

Mit den so festgestellten Daten konnte der Durchlässigkeitsbeiwert der jeweils untersuchten Gebirgspartien, die nur aus einem der oben genannten Gesteinstypen bestand, nach folgender Formel berechnet werden:

$$k_f = \frac{Q}{2 \cdot L \cdot H} \cdot \ln \frac{L}{r} \; ; \; L > 10r$$

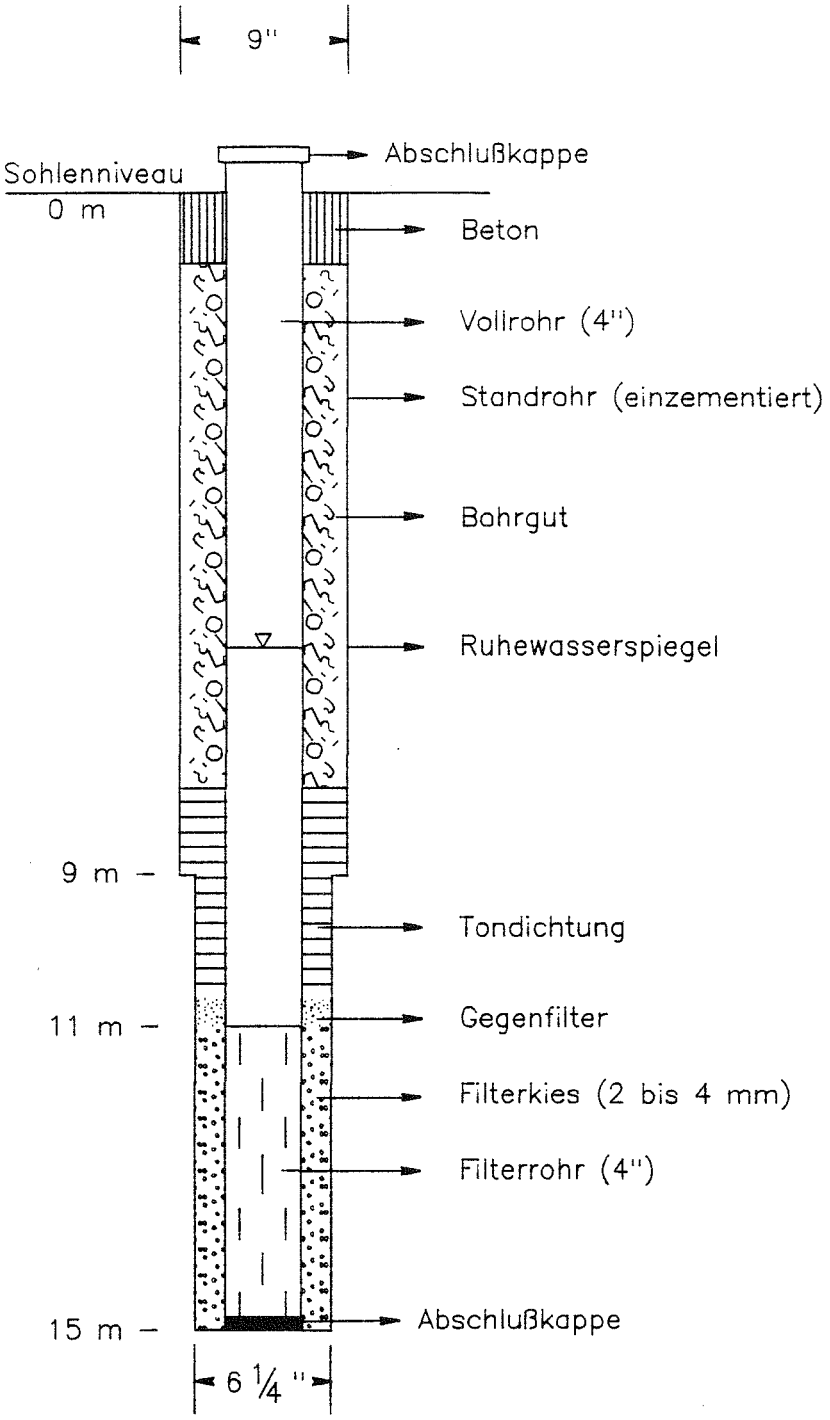


Abb. II.6/5 Ausbauschema der Brunnen

Dabei bedeuten:

k_f = Durchlässigkeitsbeiwert (m/s)
Q = konstante Eingabemenge (m^3/s)
L = Filterstrecke (m)
H = Aufstauhöhe (m)
r = Radius des Bohrlochs (m)

Ein Näherungsverfahren bietet zudem die Formel von LOGAN:

$$k_f \cdot D = \frac{1{,}22 \cdot Q}{s'_{mw}}, \text{ wobei}$$

k_f = Durchlässigkeitsbeiwert (m/s)
D = Filterstrecke (m)
Q = konstante Eingabemenge (m^3/s)
s_{mw} = Aufstauhöhe (m)
s'_{mw} = korrigierte Aufstauhöhe (m)
$s'_{mw} = s_{mw} - s^2_{mw}/2D$

Neben dem oben genannten Auswerteverfahren mit stationären Strömungszuständen wurden auch Versuche im instationären Bereich - **Wiederanstiegsverfahren - (HÖLTING 1989)** durchgeführt, was sich in der Kürze der zur Verfügung stehenden Zeit auch als geeigneteres Verfahren erwies. Dabei wurde der Ruhewasserspiegel der Schluckbrunnen, die ebenfalls nach dem oben beschriebenen Schema ausgebaut wurden (Abb. II.6/5), kurzfristig abgesenkt und anschließend der Wiederanstieg des Wasserspiegels gemessen. Mit den dabei registrierten Werten wurden die Durchlässigkeitsbeiwerte nach folgender Formel ermittelt:

$$k_f = \frac{r^2}{2L(t_2 - t_1)} \cdot 5{,}3 \cdot \lg \frac{L}{r} \cdot \lg \frac{h_1}{h_2} \quad ; \; L/r > 8$$

Dabei bedeuten:

k_f = Durchlässigkeitsbeiwert (m/s)
r = Radius des Bohrlochs (m)
L = Filterstrecke (m)
h_1 = abgesenkter Wasserspiegel u. MP (m)
h_2 = angestiegener Wasserspiegel u. MP (m)
t_1 = Zeitpunkt für abgesenkten Wasserspiegel (s)
t_2 = Zeitpunkt wenn Wasserspiegel h_2 erreicht (s)

II.6.3.2

Lage der Schluckbrunnen und Ergebnisse der Messungen

Die Versuche zur Bestimmung der Gebirgsdurchlässigkeiten wurden in vier Bergwerken der Ruhrkohle AG durchgeführt. Bei der Wahl der Örtlichkeiten wurden insbesondere die Lagerung der geologischen Schichten und die bergbaulichen Abbaueinflüsse mit in Betracht gezogen.

Im einzelnen wurde in folgenden Strecken der u.g. Bergwerke Meßstellen installiert (Tab. II.6/2):

Bergwerk	Strecke	Gesteinsart	Nr.	Stratigraphische Einstufung	Lagerung	bergbauliche Beeinflussung	Ausbautiefe (m)	Filterstrecke (m unter Sohle)
Hugo	Teilsohlenquerschlag SW-711	Schieferton	1	Essener Schichten: Hangendes von Flöz Zollverein 2/3	mäßig geneigt	unterbaut	12	9 - 12
		Sandschiefer	2	Essener Schichten: im Liegenden von Flöz Zollverein 4	mäßig geneigt	unterbaut	7	4,5 - 7
Fürst Leopold/ Wulfen	Diagonal NO, 3. Sohle	Schieferton	1	Horster Schichten: im Hangenden von Flöz W	flach	keine	15	11 - 15
		Sandschiefer	2	im Liegenden von Flöz V	flach	keine	15	11 - 15
		Sandstein	3	im Liegenden von Flöz S	flach	keine	15	11 - 15
Lohberg	4. Sohle, 2 östl. Abbau n. No	Sandstein	1	im Hangenden von Flöz Zollverein 7/8	flach, z.T. gestört	keine	18	13 - 17
		Schieferton	2	im Hangenden von Flöz Zollverein 7/8	flach, z.T. gestört	keine	1	
Prosper Haniel	63WN	Sandstein	1	Horster Schichten	flach	keine	15	11 - 15
		Sandschiefer	2	Horster Schichten	flach, z.T. gestört	keine	13	10 - 13

Tab. II/6.2: Lage der Schluckbrunnen und geotechnische Gegebenheiten

II.6.3.3

Ergebnisse

In Abhängigkeit von der jeweils angewendeten Formel ergaben sich für die unterschiedlichen Gesteinstypen folgende Gebirgsdurchlässigkeiten (Tab. II.6/3):

Bergwerk	Nr. der Meß-stelle	Gesteinsart	ermittelte k_f-Werte (m/s)	Bestimmungs-methode
Hugo	1	Schieferton	$1{,}1 \cdot 10^{-6}$	Gravity-Test
			$1{,}9 \cdot 10^{-6}$	LOGAN
	2	Sandschiefer	Messung 1: $3{,}7 \cdot 10^{-6}$ Messung 2: $2{,}4 \cdot 10^{-6}$	LOGAN
			Messung 2: $8{,}7 \cdot 10^{-7}$	Gravity-Test
Fürst Leopold/ Wulfen	1	Schieferton	$4{,}0 \cdot 10^{-9}$	Gravity-Test
	2	Sandschiefer	$9{,}0 \cdot 10^{-11}$	Gravity-Test
	3	Sandstein	$2{,}0 \cdot 10^{-9}$	Wiederan-stiegsver-fahren
Lohberg	1	Sandstein	Messung 1: $9{,}0 \cdot 10^{-7}$ Messung 2: $1{,}5 \cdot 10^{-6}$ Messung 3: $5{,}4 \cdot 10^{-7}$	Wiederan-stiegsver-fahren
	2	Schieferton	Messung 1: $7{,}9 \cdot 10^{-8}$ Messung 2: $5{,}8 \cdot 10^{-8}$	Wiederan-stiegsver-fahren
Prosper Haniel	1	Sandstein	$5{,}0 \cdot 10^{-9}$	Wiederan-stiegsver-fahren
	2	Sandschiefer	$1{,}2 \cdot 10^{-7}$	Wiederan-stiegsver-fahren

Tab. II.6/3: Ermittelte Durchlässigkeitsbeiwerte

II.6.4

Berechnungen der Gebirgsdurchlässigkeit aus Zuflüssen zwischen zwei Wasserprovinzen

Zusätzlich zu den in den vorigen Kapiteln beschriebenen Bestimmungen der geohydraulischen Leitfähigkeit durch Versuche wurde eine abschätzende Berechnung der Gebirgsdurchlässigkeit aus Zuflüssen aus der Wasserprovinz Heinrich in die Wasserprovinz Zollverein vorgenommen. Die benötigten Daten wurden von der RAG zur Verfügung gestellt.

Wässer aus unterschiedlichen Zuflüssen werden in der Wasserprovinz Zollverein gemeinsam gehoben. Dabei sind jedoch direkte Zuflüsse aus der Wasserprovinz Heinrich nicht festzustellen. Allenfalls ein geringer Teil der 8,1 m^3/min Grubenwasser, die in dem zu Zollverein gehörenden stillgelegten Abbaubereich Bonifacius angenommen werden, könnte aus der Wasserprovinz Heinrich stammen.

Für die Brechnung der Gebirgsdurchlässigkeit wurden folgende Parameter festgelegt:

- Die maximal zufließende Wassermenge wird mit $Q = 4\ m^3/min$ angenommen.
  (konservative Annahme: nach Aussage der RAG ist dieser Wert ein Vielfaches der aus dem Süden zufließenden Menge)

- Die Grenzfläche der Überstauung beträgt $F = 3{,}29 \cdot 10^6\ m^2$.

- Die Fließlänge durch den unbeeinflußten Sicherheitsbereich zwischen den beiden Wasserprovinzen beträgt mindestens $\Delta l = 40$ m.

- Der Druckhöhenunterschied beträgt $h = 245$ m.
  (konservative Annahme: nach Angaben der RAG besteht ein Druck von bis zu 48 bar)

Nach DARCY errechnet sich aus diesen Parametern folgende Gebirgsdurchlässigkeit:

$$k_f = (Q/F) \cdot (\Delta l / \Delta h) = 3 \cdot 10^{-9} \text{ m/s}.$$

Dieser konservative Wert gilt für einen bergbaulich und tektonisch nicht beeinflußten Sicherheitsbereich zwischen zwei Wasserprovinzen und liegt damit innerhalb der Schwankungsbreite der in den Versuchen bestimmten k_f-Werte (Tab. II.6/3 und II.6/4).

II.6.5

Bewertung

Die bei den verschiedenen Bestimmungsverfahren ermittelten k_f-Werte zeigen zusammenfassend folgende Schwankungsbreiten (Tab. II.6/4).

geologische und bergbauliche Einstufung	Schwankungsbreiten der ermittelten k_f-Werte (m/s)	hydrogeologische Einstufung
ungestörte Lagerung der Schichten und bergbaulich nicht überprägtes Gebirge	$4 \cdot 10^{-9}$ bis $9 \cdot 10^{-11}$ Mittel: $1 \cdot 10^{-9}$	gering bis sehr gering durchlässig
tektonisch beanspruchtes bzw. bergbaulich überprägtes Gebirge	$3.7 \cdot 10^{-6}$ bis $1 \cdot 10^{-8}$ Mittel: $3 \cdot 10^{-7}$	gering durchlässig

Tab. II.6/4: Schwankungsbreiten der ermittelten k_f-Werte

Die Versuche zeigen, daß die Wasserdurchlässigkeiten (Abb. II.6/4, Tab. II.6/3) nicht vom Gesteinstyp, sondern von den geotechnischen und bergbaulichen Randbedingungen (Tektonik, Unterbauung) abhängig sind. Eine Ausnahme bilden mächtige Sandsteinserien. Die Durchlässigkeiten zwischen den beiden geologisch und bergbaulich unterschiedlich eingestuften Gebirgseinheiten variieren um ca. 3 Zehnerpotenzen (Tab. II.6/4).

K_f-Wert-Veränderungen werden sich auch bei den untersuchten Abfällen/Reststoffen durch die bergbaulichen Einflüsse einstellen. Die Durchlässigkeiten nicht verfestigter Abfälle sind in Abb. II.6/4 dargestellt. Es werden nach der einsetzenden Kompaktierung des Versatzgutes durch das auflagernde Gebirge erheblich niedrigere k_f-Werte erwartet.

Die oben ermittelten k_f-Werte wurden für die Modellberechnungen und die analytischen Strömungsbestimmungen zugrunde gelegt (s. Kap. II.7).

II.7
Grundwasser-Modellrechnungen

II.7.1
Modellvorstellungen

Die Durchströmung eines durch bergbauliche Zwangsverformungen überprägten Gebirges mit Grundwasser ist sowohl hinsichtlich der Wasserwegsamkeiten (Kluftnetz, Grubenbaue) als auch der verschiedenen Phasen einer teilweisen oder vollständigen Überströmung in unterschiedlich zu beschreibende Strömungssituationen aufzuteilen. Die Durchströmung der Grubenbaue (turbulente und hydraulisch rauhe Rohrströmung) wird nach der Formel von PRANDTL-COLEBROOK beschrieben. "In Festgesteinen (...) strömt das Grundwasser durch die Klüfte, und zwar strömungsmechanisch meist turbulent. Das DARCYsche Gesetz gilt dann nicht exakt (...) Man kann aber wohl davon ausgehen, daß in tektonisch stark beanspruchten Schichtfolgen, in denen außerdem Gesteine mit kompetenten Eigenschaften vorherrschen, Klüftungsverhältnisse vorliegen, die zum größten Teil ein laminares Fließen ermöglichen" (HÖLTING 1989) Die Durchströmung des klüftigen Gebirgskörpers wird im folgenden durch das Gesetz von DARCY beschrieben.

In den berechneten Strömungssituationen ist aufgrund der geringen Fließgeschwindigkeiten das Geschwindigkeitspotential vernachlässigbar, so daß in beiden Fällen die in einem Piezometer meßbare Standrohrspiegelhöhe h das Potential der Strömung darstellt.

Bezüglich der Grundwasserströmung in einem Grubengebäude und dem umgebenden Gebirgskörper sind dabei drei Phasen zu unterscheiden.

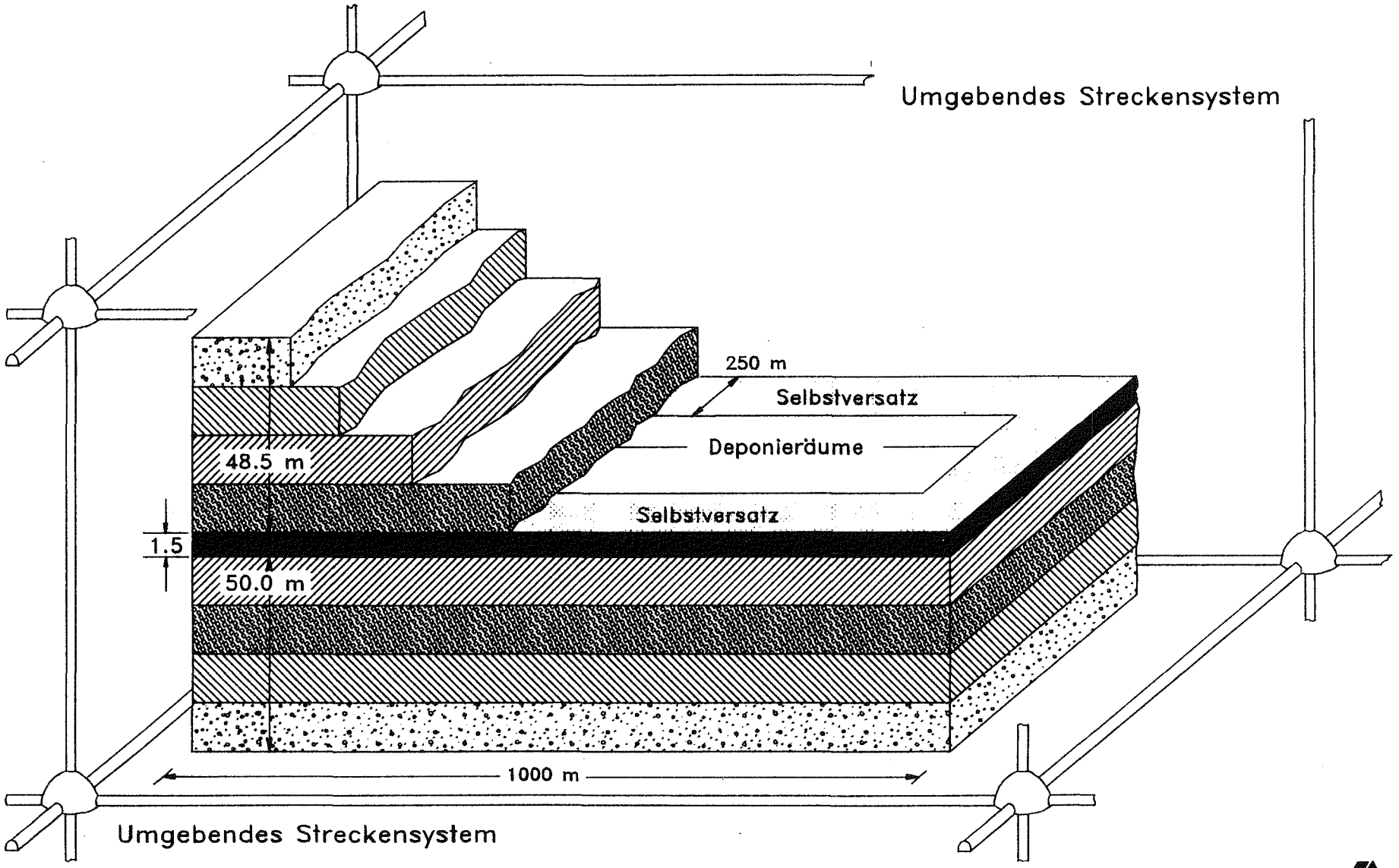
Phase 1: Die Zeit der vollständigen Annahme der den Grubenbauen zufließenden Wässer durch die Wasserhaltung wird als Phase 1 bezeichnet. In den unterbauten Karbon-Schichten hat im Zusammenhang mit der pseudo-plastischen Verformung des Gebirges (vgl. Kap. II.6.1) eine Weitung des Kluftsystems mit teilweiser Entwässerung unter Schwerkraft eingesetzt. Es ist davon auszugehen, daß hier keine nennenswerten Durchströmungsmengen mehr auftreten, so daß für diese Phase keine Rechnungen auszuführen sind.

Phase 2: Mit der Einstellung der Wasserhaltung findet ein Wiederanstieg des Grundwassers, beginnend mit der tiefsten Sohle, zunächst bis zur tiefsten Wasserübertrittsstelle in ein anderes Grubengebäude mit anschließendem horizontalen Abfluß statt. Ist das Grundwasser in den angrenzenden Grubengebäuden nach Einstellung der dortigen Wasserhaltung bis zum Niveau dieser Wasserübertrittsstelle angestiegen, so setzt sich der Anstieg insgesamt fort, bis nach und nach sämtliche Grubenbaue und das Kluftnetz des Steinkohlengebirges wassererfüllt sind. Dieser gesamte Zeitraum, in dem überwiegend vertikale Strömungen auftreten, wird als Phase 2a zusammengefaßt. Dazu wird auch das horizontale Abfließen von Grundwasser in die jeweils benachbarte Grubenwasserprovinz vor Einstellung des natürlichen Endzustands gezählt (Phase 2b).

Phase 3: Nach Abschluß des Wiederanstiegs beginnt die Endphase 3, in der quasi-stationäre Strömungszustände ohne regionale Grubenwasserhebung herrschen. Diese Phase ist im wesentlichen gekennzeichnet durch Wiederherstellung der regional-natürlichen Strömung des tiefen Grundwassers mit der Möglichkeit des Wiederaustritts im Bereich des deckgebirgsfreien Südreviers (Kap. II.2).

Um die Fließwege und Fließzeiten von Partikeln, die aus einer in einem Abbauhohlraum angelegten Deponie austreten, bestimmen zu können, wurden für Phase 2 und Phase 3 mathematische Grundwasser-Strömungsmodelle erstellt, die mit EDV-Programmen bearbeitet werden. Hierbei wird also nur der konvektive Anteil des Stofftransportes berücksichtigt, Dispersion, Diffusion, Adsorption und Abbau (Kap. II.4) werden vernachlässigt (konservative Modellannäherung). Außerdem wurden auch auf analytischem Wege Abstandsgeschwindigkeiten, Fließzeiten und Durchflußmengen berechnet.

Im folgenden wird die in Abb. II.7/1 und Abb. II.7/2 dargestellte beispielhafte Modellgeometrie beschrieben. Es wird jeweils von einem mittleren Sohlabstand von 100 m ausgegangen, wobei zwischen zwei Sohlen ein 1,5 m mächtiger Deponieraum (entsprechend der Mächtigkeit eines ausgekohlten Flözes) gelegt wurde, der sich 50 m über der unteren Sohle befindet. Die Anzahl der übereinanderliegenden Deponieräume kann beliebig erhöht werden. Dies ändert prinzipiell nichts an der mathematischen Beschreibung der Strömungsvorgänge. Sie würde sich nur in einer weitergehenden Differenzierung in Schichten mit verschiedenen Durchlässigkeitsbeiwerten niederschlagen.

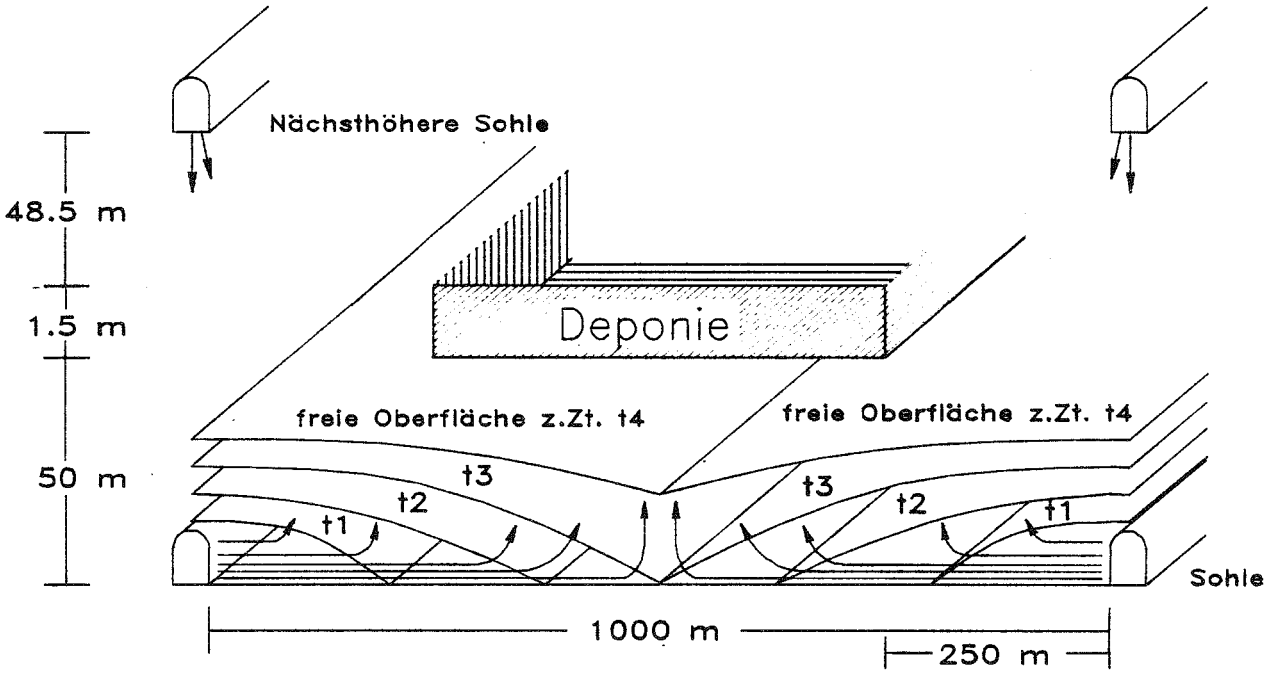


"Deponie" in einem Abbauhohlraum
Schematische Darstellung

DMT - IWB

Abb. II.7/1

Grundwasserströmung bei UTD



gesättigter Bereich

Wiederanstieg des Grundwassers zu verschiedenen Zeitpunkten

Schematische Darstellung

DMT - IWB

In den vorliegenden Modellen werden nur söhlig gelagerte Schichten dargestellt. Grundsätzlich lassen sich auch Modelle mit geneigter Lagerung berechnen. Einerseits ist dies mit einem um das mehrfache erhöhten Aufwand bei der Modellerstellung verbunden. Andererseits besteht aufgrund von Durchlässigkeitsbeiwerten, die weitgehend von der Petrographie unabhängig sind (Kap. II.6), kein Zwang zur Orientierung der Modellgeometrie an der geologischen Schichtenfolge. Der Abstand zwischen den beiden parallel verlaufenden Strecken wird jeweils mit 1000 m angenommen. Der an sich räumliche Strömungsvorgang wird in den Modellberechnungen durch eine ebene Strömung und in den analytischen Rechnungen durch ein lineare Strömung ersetzt.

II.7.2

Wasseranstieg des Grundwassers nach Einstellung der Grubenwasserhebung (Phase 2)

Beginnt aufgrund der Einstellung der Wasserhaltung der Anstieg des Grundwassers in den Grubenbauen, so läuft zunächst das Streckensystem der tiefsten Sohle voll. Danach steigt das Wasser in den seigeren Grubenbauen relativ schnell an, während sich in den ersoffenen Strecken nach dem Prinzip der kommunizierenden Röhren ein entsprechender hydrostatischer Druck einstellt. Das Kluftnetz des Gebirges unterhalb der tiefsten Sohle ist wassergesättigt, es sei denn, daß hier Unterwerksbau betrieben wurde (hier nicht berücksichtigte Ausnahme).

Aufgrund der Ausbauart steht das Gebirge i.a. im vollen hydraulischen Kontakt mit den Strecken. Mit dem schnell ansteigenden hydrostatischen Druck beginnt eine im wesentlichen horizontale Einströmung des Grubenwassers aus den Strecken der tiefsten Sohle ins Gebirge. Aus höher gelegenen Sohlen wird das Grubenwasser, wenn es die dortigen Streckensysteme (und eventuell von ihnen ausgehende drainierende Sandsteinschichten) überflutet hat, hauptsächlich der Gravitation folgend als Sickerwasser nahezu vertikal nach unten strömen, bis es auf eine freie Grundwasseroberfläche oder eine stauende Schicht stößt. Zum einen beschleunigt diese Strömung den Anstieg der Grundwasseroberfläche, zum anderen aber führt sie zu einer Überschichtung des deponiebelasteten Grundwassers.

Hat die aufsteigende freie Oberfläche des Grundwassers das Niveau der nächsthöheren Sohle über der tiefsten erreicht, geht die Zuströmung der aus den Strecken der nächsthöheren Sohle austretenden Grubenwässer von einer primär vertikal nach unten gerichteten Sickerwasser-

strömung in eine primär horizontal und vertikal nach oben gerichtete Grundwasserströmung über. Es stellen sich ähnliche Strömungsverhältnisse ein wie bei der Sättigung des Bereichs zwischen der tiefsten und der nächsthöheren Sohle, nur wird weiterhin zusätzlich Grundwasser auch von den Strecken der tiefsten Sohle nach oben gedrückt. Es ist davon auszugehen, daß sich in Fortsetzung dieses Vorganges das Kluftnetz des Gebirges nach und nach bis zu den undurchlässigen Schichten des Deckgebirges sättigen wird. Den Modellrechnungen wird ein Grubengebäude mit 8 Sohlen zugrunde gelegt, wobei das Niveau der ersten Sohle bei -400 m NN und das Niveau der achten und tiefsten Sohle bei -1100 m NN liegt.

Im folgenden wird der zeitliche Ablauf dieses Sättigungsvorganges berechnet, wobei der Anstieg des Grundwassers durch ein Gebirgspaket zwischen zwei Sohlen jeweils separat behandelt wird. Für den Bereich zwischen zwei beliebigen Sohlen wird jeweils die gleiche bereits beschriebene Modellgeometrie vorausgesetzt. Dies impliziert, daß die Strecken der verschiedenen Sohlen und die Untertagedeponien in diesem Bereich übereinanderliegen. Die von den Strecken der höher gelegenen Sohlen vertikal nach unten strömenden Sickerwässer und die von den Strecken der eventuell tiefer gelegenen Sohlen aufsteigenden Grundwässer werden jeweils vernachlässigt. Weiter wird angenommen, daß das Gebirge zwischen je zwei Sohlen im Verlauf der Phase 1 so weit entwässert wurde, daß es im wesentlichen ungesättigt ist.

Für die folgenden Betrachtungen wird davon ausgegangen, daß querverbindende Grubenbaue zwischen den parallelen Strecken der jeweils vorliegenden Sohle von dem betrachteten Bereich ausreichend weit (mindestens 1000 m) entfernt sind, um eine seitliche hydraulische Beein-

flussung auszuschließen. Somit kann für den Bereich zwischen den beiden Strecken der jeweils tieferen Sohle (s. Abb. II.7/1) näherungsweise von einer ebenen Strömung ausgegangen werden, so daß unter Verwendung eines zweidimensionalen Vertikalmodells (s. Abb. II.7/2) an einem beliebigen Schnitt senkrecht zu den parallelen Strecken die Grundwasserströmung stellvertretend für den ganzen Gebirgsblock dargestellt und berechnet werden kann. Die Grenze zwischen dem gesättigten und ungesättigten Bereich des Gebirges wird durch die horizontal vordringende und vertikal aufsteigende Grundwasseroberfläche markiert.

Von beiden Seiten kommend stoßen die freien Oberflächen aneinander, und es beginnt jeweils ein flächenhaftes, ebenenförmiges Ansteigen der freien Grundwasseroberfläche ins Hangende. Dabei bilden sich in der Mitte zwischen beiden Strecken zwei Randstromlinien aus. Im folgenden werden jeweils die Fließzeiten eines Wasserpartikels berechnet, das sich längs einer dieser Stromlinien bewegt. Diese Berechnung gilt nur für das Deponiezentrum. Die sich ergebenden Fließzeiten sind länger als bei der Bewegung eines Wasserpartikels entlang einer Stromlinie durch den Deponierand. Es sind 2 Strömungsphasen zu unterscheiden, zunächst die Phase des horizontal gerichteten Einströmens, anschließend die Phase des vertikal nach oben gerichteten Aufwärtsströmens, die unterschiedlich mathematisch beschrieben werden.

II.7.2.1
Horizontales Strömen

Das horizontale Strömen gemäß dem Gesetz von DARCY wird über folgende Differentialgleichung beschrieben:

$$V_a(t) = \frac{dl(t)}{dt} = \frac{k_f \cdot H_d}{n_e} \cdot \frac{1}{l(t)} \quad ,$$

mit

t	=	Zeit	[s]
$V_a(t)$	=	Abstandsgeschwindigkeit	[m/s]
$l(t)$	=	zurückgelegter Fließweg von der Strecke aus	[m]
k_f	=	Durchlässigkeitsbeiwert	[m/s]
H_d	=	Potentialhöhe in der Strecke, als konstant vorausgesetzt	[m]
n_e	=	effektive Porosität	[-].

Die verschiedenen Variablen können aus Abbildung II.7/3 entnommen werden.
Unter der Annahme, daß das Grundwasser zum Zeitpunkt $t = 0$ bereits 1 m weit von der Strecke aus ins Gebirge hineingeflossen ist, d.h. $l(0) = 1$ m, erhält man folgendes Anfangswertproblem:

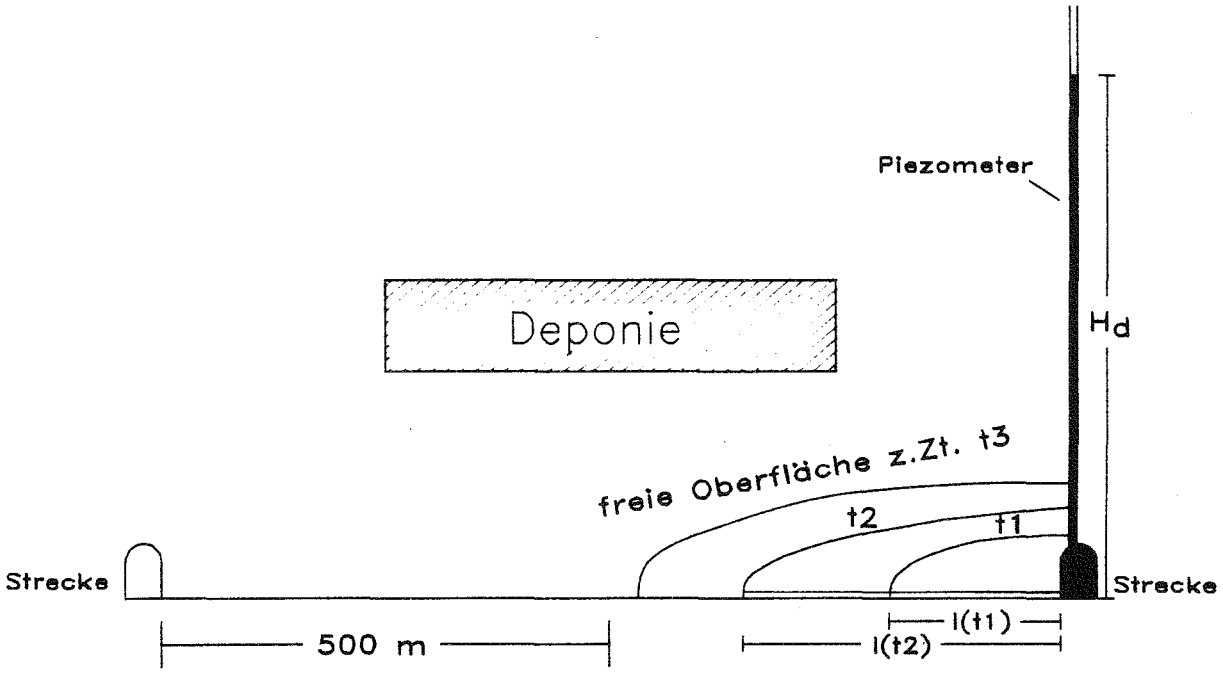
$$\frac{dl(t)}{dt} = \frac{k_f \cdot H_d}{n_e} \cdot \frac{1}{l(t)} \quad ,$$

$$l(0) = 1.$$

Nun ist:

$$\frac{dl}{dt} = \frac{k_f \cdot H_d}{n_e} \cdot \frac{1}{l} \quad \langle == \rangle \quad l \cdot \frac{n_e}{k_f \cdot H_d} \, dl = dt$$

Grundwasserströmung bei UTD



Variablen für das horizontale Strömen

DMT - IWB

$$\Longrightarrow \int \frac{1}{l} \cdot \frac{n_e}{k_f \cdot H_d}\, dl = \int dt = t + C \,.$$

Unter Hinzuziehung der Anfangswertbedingung $l(0) = 1$ folgt:

$$t(l) = \frac{n_e}{k_f \cdot H_d} \cdot \int_1^l z\, dz = \frac{n_e}{k_f \cdot H_d} \cdot \left(\tfrac{1}{2} z^2 \Big|_1^l \right)$$

$$= \frac{n_e}{k_f \cdot H_d} \left(\tfrac{1}{2} l^2 - \tfrac{1}{2} \right) = \frac{n_e}{2 k_f \cdot H_d} \left(l^2 - 1 \right).$$

Es ist nicht nötig, diese Gleichung nach l aufzulösen, da das Interesse ohnehin auf t(500) gerichtet ist, der Zeit nämlich, innerhalb der ein Wasserpartikel bis in die Mitte zwischen beiden Strecken gelangt ist. Danach beginnt das vertikal nach oben gerichtete Strömen.

Die Fließzeit für das horizontale Strömen wird in den Modellrechnungen nur für die tiefste Sohle berücksichtigt. Bei den höhergelegenen Sohlen wird stets davon ausgegangen, daß das Gebirge im Niveau der betreffenden Sohle schon flächenhaft gesättigt ist (konservative Annahme).

Unter Angabe von k_f, H_d und n_e kann t(500) jeweils berechnet werden. Die Eingaben und das Ergebnis der Rechnung sind der Abb. II.7/5 zu entnehmen.

II.7.2.2

Vertikales Strömen, analytische Lösung

Das vertikal nach oben gerichtete Aufwärtsströmen gemäß dem Gesetz von DARCY wird über folgende Differentialgleichung beschrieben:

$$V_a(t) = \frac{dh(t)}{dt} = \frac{H_d - h(t)}{l_0 + h(t)} \cdot \frac{k_f}{n_e},$$

mit

t	=	Zeit	[s]
$V_a(t)$	=	Abstandsgeschwindigkeit	[m/s]
l_0	=	horizontale Entfernung von der Strecke	[m]
$h(t)$	=	Höhe der freien Oberfläche über dem Niveau der Streckensohle	[m]
H_d	=	Potentialhöhe in der Strecke, als konstant vorausgesetzt	[m]
k_f	=	Durchlässigkeitsbeiwert	[m/s]
n_e	=	effektive Porosität	[-].

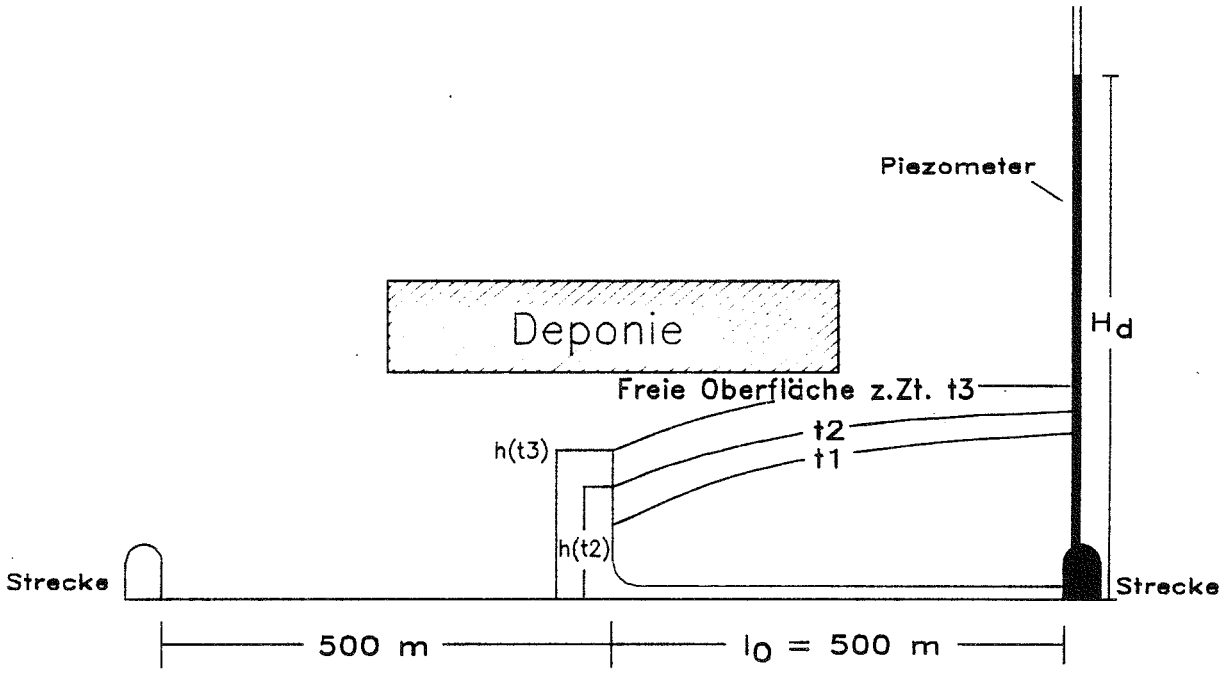
Die verschiedenen Variablen können Abbildung II.7/4 entnommen werden. Unter der Annahme, daß das Grundwasser zum Zeitpunkt t = 0 sich bereits 1 m über dem Niveau der Streckensohle befindet, erhält man folgendes Anfangswertproblem:

$$\frac{dh(t)}{dt} = \frac{H_d - h(t)}{l_0 + h(t)} \cdot \frac{k_f}{n_e},$$

$$h(0) = 1.$$

Abb. II.7 /4

Grundwasserströmung bei UTD



Variablen für das vertikal nach oben gerichtete Strömen

DMT - IWB

Im Gegensatz zum horizontalen Strömen kann bei der vertikalen Durchströmung nicht von einer Homogenität der Gebirgsdurchlässigkeit ausgegangen werden. Unterhalb des tiefsten abgebauten Flözes sind die Durchlässigkeitsbeiwerte um mehrere Zehnerpotenzen geringer als im durch Abbaueinwirkungen beeinflußten Gebirge. Daneben ist eine weitere Inhomogenität durch die Untertage-Deponie gegeben. Es liegt somit eine nicht-lineare Abhängigkeit von $k_f = k_f(h)$ vor, gemäß der Formel der resultierenden vertikalen Durchlässigkeit.

Eine analytische Lösung des vorliegenden Anfangswertproblems kann nur unter der Voraussetzung der Homogenität herbeigeführt werden. Sie dient im wesentlichen zur Verifizierung der numerischen Lösung an Hand von Vergleichsrechnungen.

Nun ist:

$$\frac{dh}{dt} = \frac{H_d - h}{l_0 + h} \cdot \frac{k_f}{n_e} \quad <===> \quad \frac{dh}{\frac{H_d - h}{l_0 + h} \cdot \frac{k_f}{n_e}} = dt$$

$$==> \int \frac{dh}{\frac{H_d - h}{l_0 + h} \cdot \frac{k_f}{n_e}} = \int dt = t + C.$$

Unter Hinzuziehung der Anfangswertbedingung

$h(0) = 1$ folgt:

$$t(h) = \frac{n_e}{k_f} \cdot \int_1^h \frac{l_0 + z}{H_d - z}\, dz$$

$$= \frac{n_e}{k_f} \left(-l_0 \cdot \ln (H_d - z) - z - H_d \cdot \ln (H_d - z) \right)_1^h$$

$$= \frac{n_e}{k_f} \left(-z - (l_0 + H_d) \cdot \ln (H_d - z) \right)_1^h$$

$$= \frac{n_e}{k_f} \left(-h - (l_0 + H_d) \cdot \ln (H_d - h) + 1 + (l_0 + H_d) \cdot \ln (H_d - 1) \right)$$

$$= \frac{n_e}{k_f} \left(1 - h + (l_0 + H_d) \cdot \ln \left(\frac{H_d - 1}{H_d - h} \right) \right) = t(h).$$

Unter Vorgabe eines h, H_d, l_0, n_e und k_f kann das zugehörige $t(h)$ berechnet werden. Diese Vorgehensweise wurde benutzt, um die Genauigkeit der numerischen Lösung des Anfangswertproblems beurteilen zu können. Die auftretenden Ergebnisabweichungen bei Vergleichsrechnungen waren stets kleiner als ein Promille des jeweiligen Ergebnisses.

II.7.2.3

Vertikales Strömen, numerische Lösung

Benötigt wird ein numerisches Berechnungsverfahren zur Lösung des Anfangswertproblems

$$\frac{dh(t)}{dt} = \frac{H_d - h(t)}{l_0 + h(t)} \cdot \frac{k_f}{n_e},$$

$$h(0) = 1,$$

das die Abhängigkeit des k_f-Wertes von h(t) berücksichtigt. Ausgehend von der Anfangsbedingung kann durch schrittweise Integration der Differentialgleichung der zeitliche Verlauf der Höhe h der freien Oberfläche errechnet werden. Gemäß dem Fundamentalsatz der Integral- und Differentialrechnung gilt:

$$h(t+\Delta t) = h(t) + \int_t^{t+\Delta t} \frac{H_d - h(z)}{l_0 + h(z)} \cdot \frac{k_f\,(h(z))}{n_e}\, dz .$$

Aufgrund der geringen numerischen Auswirkung der Änderung von h(z) während Δt auf k_f wird zur Vereinfachung der Gleichung während Δt mit $k_f(h(t))$, also dem Durchlässigkeitsbeiwert zu Beginn des Zeitintervalls Δt gerechnet. Das Integral kann mit einem gewichteten Differenzenverfahren näherungsweise bestimmt werden.

Es folgt:

$$h(t+\Delta t) = h(t) + \frac{H_d - (w\cdot h(t)+(1-w)\cdot h(t+\Delta t))}{l_0 + w\cdot h(t)+(1-w)\cdot h(t+\Delta t)} \cdot \Delta t \cdot \frac{k_f(h(t))}{n_e}$$

mit dem Wichtungsfaktor $w \in [0,1]$.

Die Wahl von $w=½$ führt auf folgende implizite Gleichung:

$$h(t+\Delta t) = h(t) + \frac{H_d - ½(h(t)+h(t+\Delta t))}{l_0 + ½(h(t)+h(t+\Delta t))} \cdot \Delta t \cdot \frac{k_f(h(t))}{n_e},$$

wobei $h(t)$ für jeden einzelnen Zeitschritt bekannt ist. Durch einfaches Umformen der Gleichung erhält man folgende quadratische Gleichung:

$$h^2(t+\Delta t) + h(t+\Delta t) \cdot \frac{k_f(h(t))}{n_e} \cdot \Delta t + 2\cdot l_0$$
$$- h^2(t) + (h(t)-2H_d) \cdot \frac{k_f(h(t))}{n_e} \cdot \Delta t - 2\cdot l_0 \cdot h(t) = 0.$$

Zunächst ist die Diskriminante D zu bestimmen.

$$D = \left(\frac{k_f(h(t))}{2 \cdot n_e} \cdot \Delta t + l_0 \right)^2 + h^2(t)$$

$$+ (2H_d - h(t)) \cdot \frac{k_f(h(t))}{n_e} \cdot \Delta t + 2 \cdot l_0 \cdot h(t).$$

Da $H_d > h(t)$ stets gilt, ist $D > 0$
==> es existieren 2 verschiedene reelle Lösungen.

Durch Anwenden der Lösungsformel erhält man die beiden Lösungen:

$$h(t+\Delta t) = - \frac{k_f(h(t))}{2n_e} \cdot \Delta t - l_0 \pm \sqrt{D}.$$

Da h(t) nicht negativ sein kann, ergibt sich

$$h(t+\Delta t) = - \frac{k_f(h(t))}{2n_e} \cdot \Delta t - l_0 + \sqrt{D}.$$

als Lösung.

Für diese Lösung wurde ein Rechenalgorithmus in der Programmiersprache FORTRAN 77 geschrieben und auf dem Siemens-Rechner der DMT implementiert. Von der Anfangsbedingung ausgehend wird mit einem entsprechend dem Durchlässigkeitsbeiwert vorzugebenden Zeitintervall Δt das jeweilige $h(t+\Delta t)$ berechnet, welches dann wiederum zum Ausgangspunkt des nächsten Schrittes der Zeititeration wird. Eine Plotausgabe wurde hinzugefügt, so daß für Vergleiche im Laufe von Parametervariationen sehr schnell Graphiken vorliegen, in denen auch die Fließzeiten für das horizontale Strömen (nur im Fall der tiefsten Sohle) aufgenommen werden können. Es wird ein spontaner Anstieg des Grundwasserspiegels in den Grubenbauen bis zum Niveau der ersten Sohle angenommen (konservative Annahme). Als Standrohrspiegelhöhe H_d in den Strecken wird deshalb jeweils die Differenz zum Niveau der ersten Sohle (-400 m NN) angesetzt. Der Algorithmus beendet die Iteration, wenn die freie Oberfläche bis 10 m unterhalb der jeweils nächsthöheren Sohle angestiegen ist. Dort beginnt der Bereich der Auflockerung nach den Ergebnissen der Schluckversuche (Kap. II.6).

II.7.2.4
Rechenergebnisse

In den Graphiken in Abb. II.7/5 bis Abb. II.7/11 sind die Fließzeiten für das vertikale Aufsteigen der freien Oberfläche durch das Deponiezentrum in dem Gebirgsblock zwischen den jeweils aufgeführten Sohlen dargestellt. In der Graphik in Abb. II.7/5 ist zusätzlich die Fließzeit für das horizontale Einströmen ohne vertikalen Aufstieg berücksichtigt. Die Abszisse ist die Zeitachse. An der Ordinate wird die Höhe der freien Grundwasseroberfläche bezogen auf NN dargestellt. Außerdem sind an der Ordinate Orientierungslinien aufgehängt, die die Lage der Deponieschicht und der nächsthöheren Sohle andeuten, so daß jeweils der Berührungszeitpunkt des Grundwassers mit der Deponie und die Aufstiegszeit des deponiebelasteten Grundwassers abgelesen werden können. Daneben sind zur Dokumentation der Parameter auch stets die bei der Berechnung verwandten Durchlässigkeitsbeiwerte und effektiven Porositäten für das vom Abbau unbeeinflußte Gebirge (nur Abb. II.7/5), die Deponieschicht und das vom Abbau beeinflußte Gebirge aufgenommen.

Die Anstiegskurve der freien Oberfläche beginnt für die tiefste Sohle (Abb. II.7/5) mit einem der Abszisse parallelen Abschnitt. In dieser Phase findet die horizontale Strömung des Wasserpartikels an der freien Grundwasseroberfläche statt. Wie weit es zu einem bestimmten Zeitpunkt geströmt ist, läßt sich nicht aus der Graphik ablesen. Es läßt sich jedoch der Zeitpunkt ablesen, an dem die horizontale Strömung in eine vertikal aufsteigende Strömung übergeht.

In den Abb. II.7/6 bis Abb. II.7/11 wird das horizontale Einströmen vernachlässigt (Kap. II.7.2.1). Für die einzelnen Berechnungen wurden folgende Werte angenommen:

- konstante Standrohrspiegelhöhe in den Strecken der jeweils unteren Sohle H_d=Differenz zwischen dem Niveau der ersten Sohle und dem der betreffenden unteren Sohle,

- effektive Porosität des vom Abbau beeinflußten Gebirges $n_e = 0,03$,

- effektive Porosität des vom Abbau unbeeinflußten Gebirges $n_e = 0,01$,

- effektive Porosität der Deponie $n_e = 0,01$,

- horizontale Entfernung von der Strecke $l_0 = 500$ m,

- Durchlässigkeitsbeiwert des vom Abbau beeinflußten Gebirges $k_f = 3,0 \cdot 10^{-7}$ m/s,

- Durchlässigkeitsbeiwert des vom Abbau unbeeinflußten Gebirges $k_f = 1,0 \cdot 10^{-9}$ m/s,

- Durchlässigkeitsbeiwert der Deponie $k_f = 3,0 \cdot 10^{-9}$ m/s.

Die Sättigung des Gebirges zwischen Sohle 8 und Sohle 7 dauert im Vergleich zu den höher gelegenen Sohlen aufgrund der relativ geringen Durchlässigkeitsbeiwerte des vom Abbau unbeeinflußten Gebirges am längsten. Nach 56 Jahren ist das Grundwasser bis mitten unter die Untertagedeponie gelangt und beginnt mit dem vertikalen Strömen. Nach 13 weitern Jahren hat die freie Oberflä-

che die Deponie im Zentrum durchstoßen, und ein Austrag von Schadstoffen aus der Deoponie in das vom Abbau beeinflußte Gebirge setzt dort ein. Unter Fortschreibung der hydraulischen Randbedingung (H_d = 700 m) benötigt das Grundwasser allerdings noch weitere 32 Jahre (insgesamt 101 Jahre), um in den Auflockerungsbereich unter Sohle 7 zu gelangen, wo es dann den Grubenbauen zuströmen könnte.

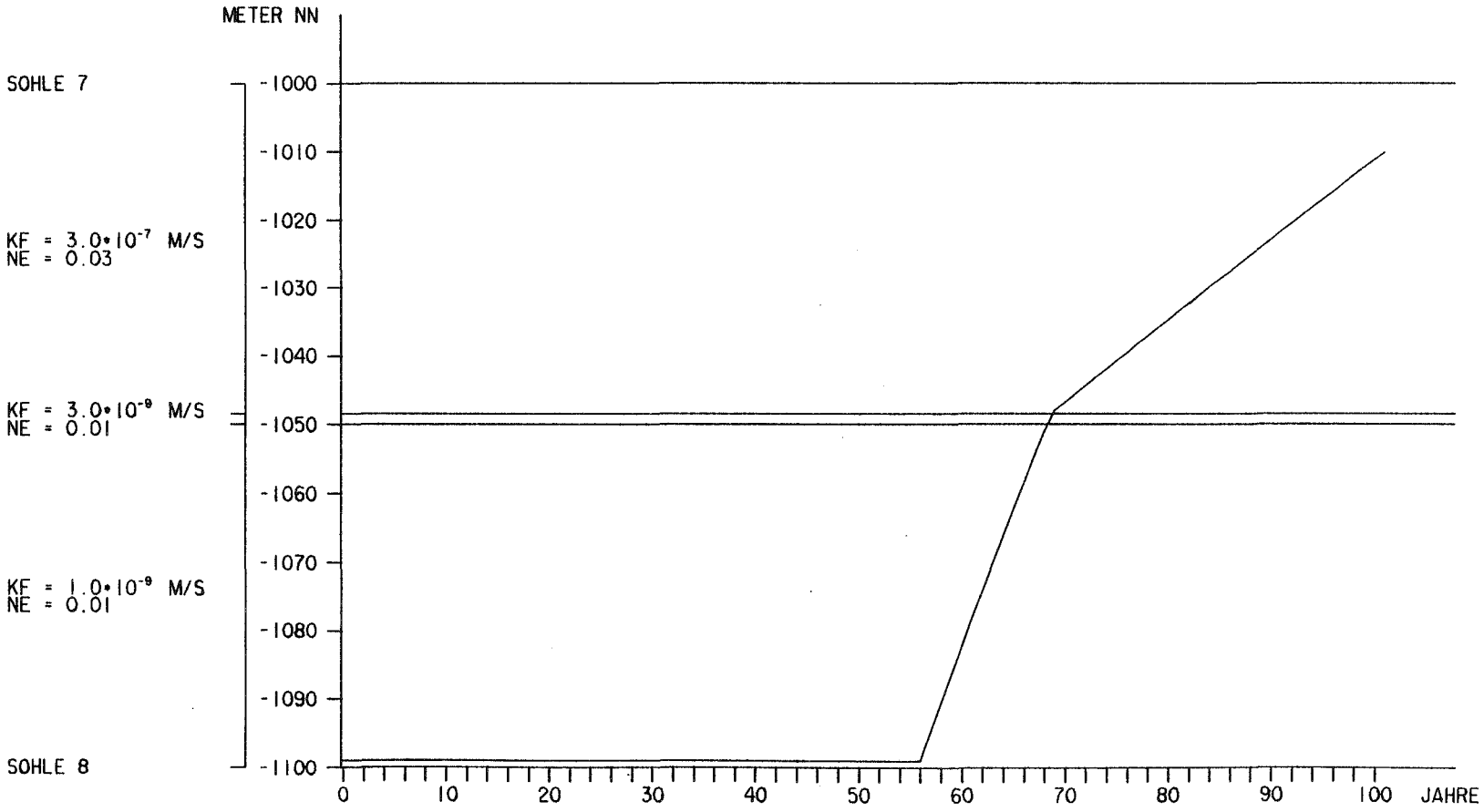
Aufgrund der seitlichen Zuflüsse aus den Strecken von Sohle 7 ist das Gebirge im Niveau von Sohle 7 mit einer geringen zeitlichen Verzögerung als gesättigt zu betrachten. Diese Verzögerung wird vernachlässigt, und es wird angenommen, daß sich der Anstieg der freien Grundwasseroberfläche unmittelbar fortsetzt, wobei die wesentlichen Zuflüsse nun aus den Strecken von Sohle 7 kommen. Der Grundwasseranstieg geht nun aufgrund der relativ großen Durchlässigkeitsbeiwerte des vom Abbau beeinflußten Gebirges schnell voran. Innerhalb weniger Monate wird das Gebirge zwischen den einzelnen Sohlen gesättigt sein, und nach insgesamt max. 109 Jahren wäre das Kluftnetz des Gebirges, das dieses modellhafte Grubengebäude umgibt, vollständig gesättigt, wenn sich keine anderen - hier nicht berücksichtigten - hydraulischen Beeinflussungen bemerkbar machen würden.

Im folgenden werden die den einzelnen Abbildungen zu entnehmenden Fließzeiten aufgelistet:

Höhe der GW-Oberfläche	Zeit
10 m unter Sohle 7	101 Jahre
10 m unter Sohle 6	101,3 Jahre
10 m unter Sohle 5	101,7 Jahre
10 m unter Sohle 4	102,2 Jahre
10 m unter Sohle 3	102,9 Jahre
10 m unter Sohle 2	104,1 Jahre
10 m unter Sohle 1	109 Jahre

Diese Zeiten stellen Maximalzeiten unter Annahme des bislang existierenden Rechenmodells dar. Um die Zeiten genauer bestimmen zu können, bei gleichzeitigem Wasserzufluß auf allen Sohlen, müßte das Modell erweitert werden, wobei sich voraussichtlich geringere Fließzeiten ergeben würden.

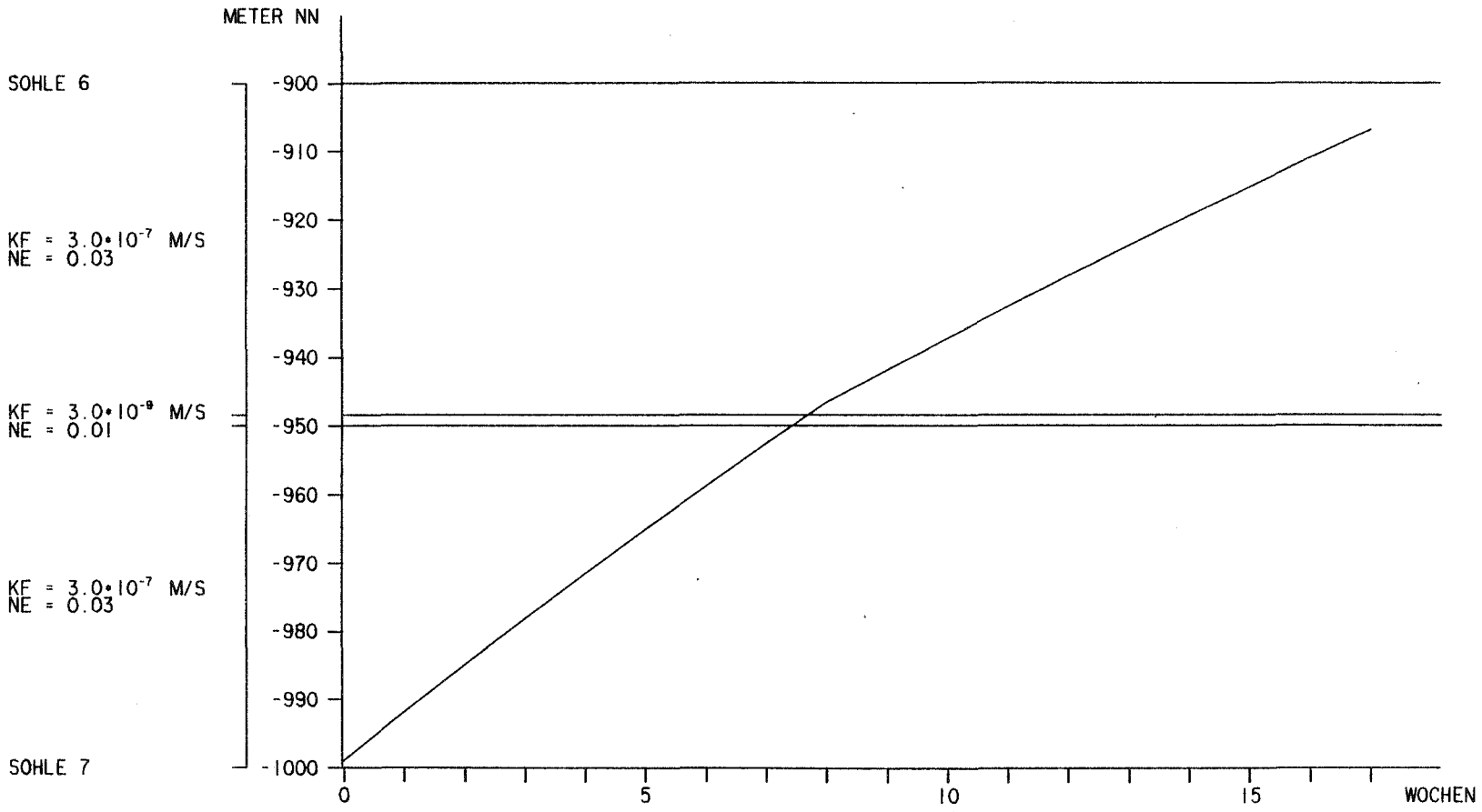
Bei den hier gewählten Modellannahmen ist somit der Zeitraum, in dem das auf der tiefsten Sohle in das Gebirge eindringende Grundwasser eine Untertage-Deponie im Zentrum vertikal nach oben durchströmt und Schadstoffe in die nächsthöhere Sohle austrägt, so lang, daß zu diesem Zeitpunkt die nächsthöheren Sohlen schon von Grundwasser erfüllt sind. Dort hat aufgrund allseitig zum ungesättigten Gebirge gerichteter hydraulischer Gradienten die überwiegend vertikale Versickerung von Grundwasser eingesetzt. Eine Zuströmung von Grundwasser zu Grubenbauen während dieses Versickerungsvorgangs ist ausgeschlossen. Es kommt im Gegenteil unterhalb von Grubenbauen der nächsthöheren Sohlen zu einer Überschichtung des eventuell kontaminierten Grundwassers durch Sickerwasser, was dort zu einer starken Verlangsamung des Aufwärtsströmens führt und letztlich verhindert, daß aus der Deponie austretende Schadstoffe das Niveau der nächsthöheren Sohle erreichen können. Darüberhinaus wirken sich im Laufe derart großer Zeiträume die horizontalen hydraulischen Gradienten der Phasen 2b und 3 aus. Hier führt das zu einem Übergang der primär vertikalen in eine primär horizontale Strömung des Grundwassers.



DMT

ZEITLICHER VERLAUF EINES EBENEN-FOERMIGEN GRUNDWASSERANSTIEGS
DURCHSTROEMUNG DES DEPONIEZENTRUMS
DRUCKHOEHE HD = 700 METER

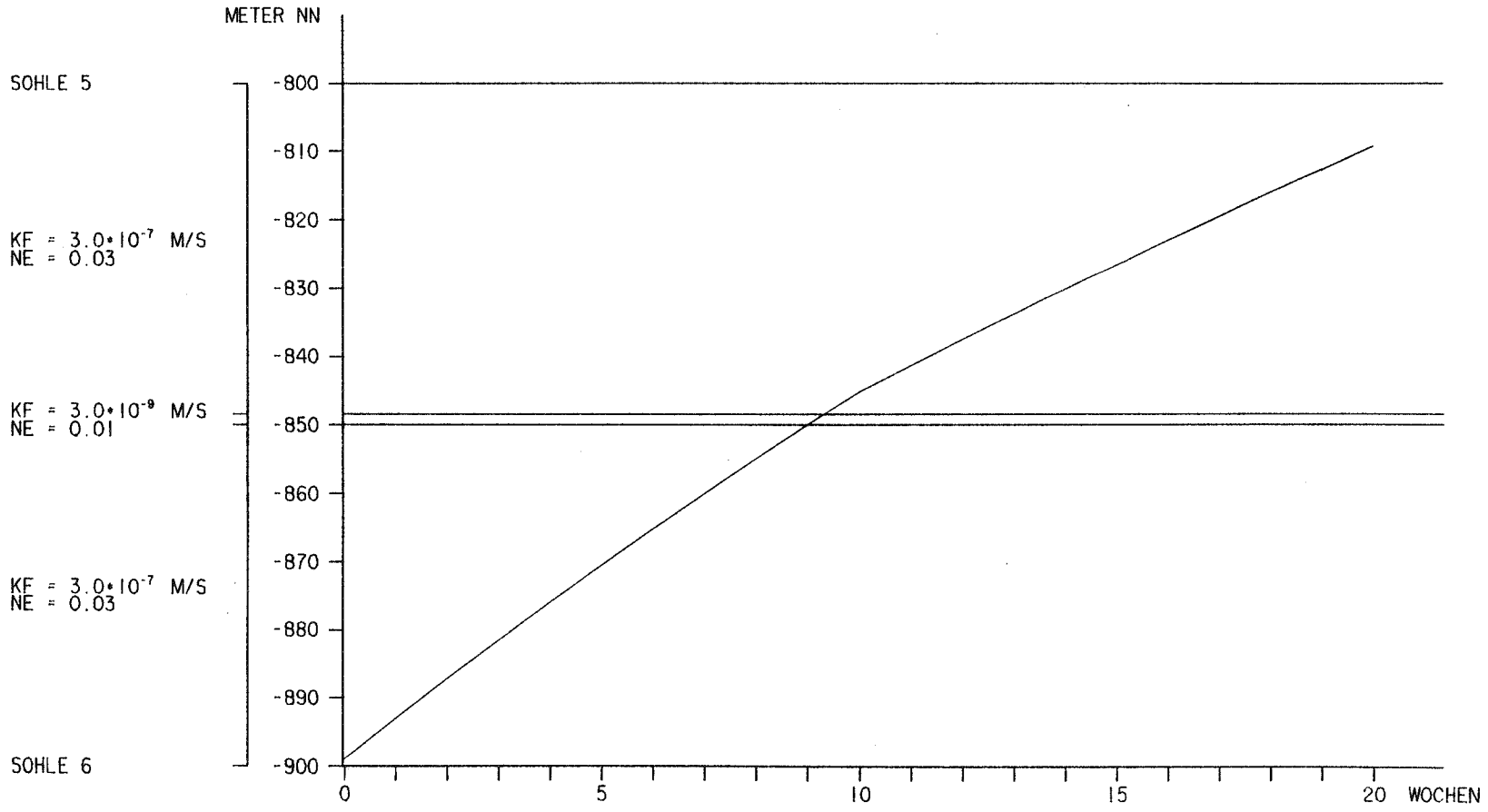
Abb. 11.7 /5



DMT

ZEITLICHER VERLAUF EINES EBENEN-FOERMIGEN GRUNDWASSERANSTIEGS
DURCHSTROEMUNG DES DEPONIEZENTRUMS
DRUCKHOEHE HD = 600 METER

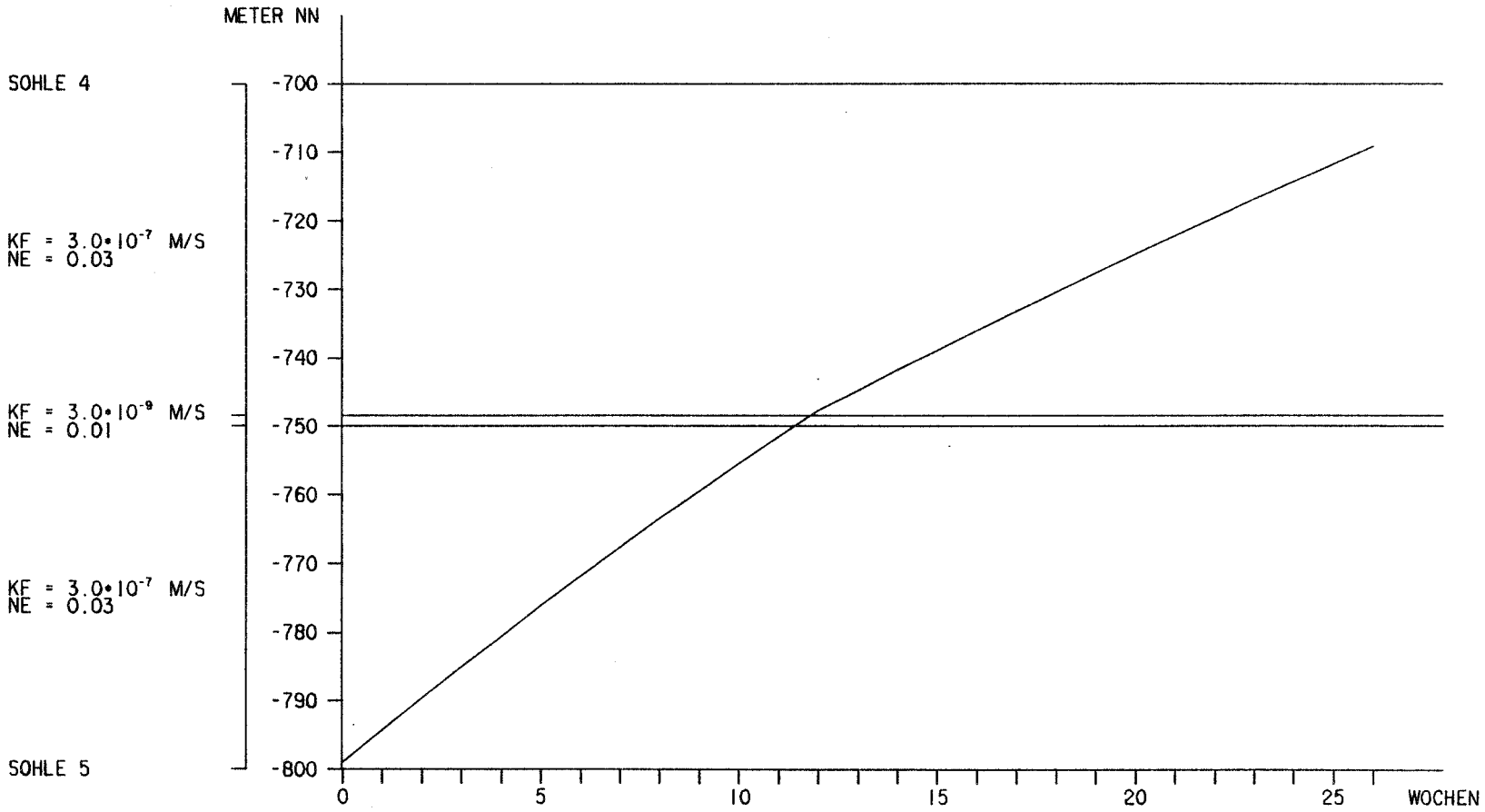
Abb. II.7/6



DMT

ZEITLICHER VERLAUF EINES EBENEN-FOERMIGEN GRUNDWASSERANSTIEGS
DURCHSTROEMUNG DES DEPONIEZENTRUMS
DRUCKHOEHE HD = 500 METER

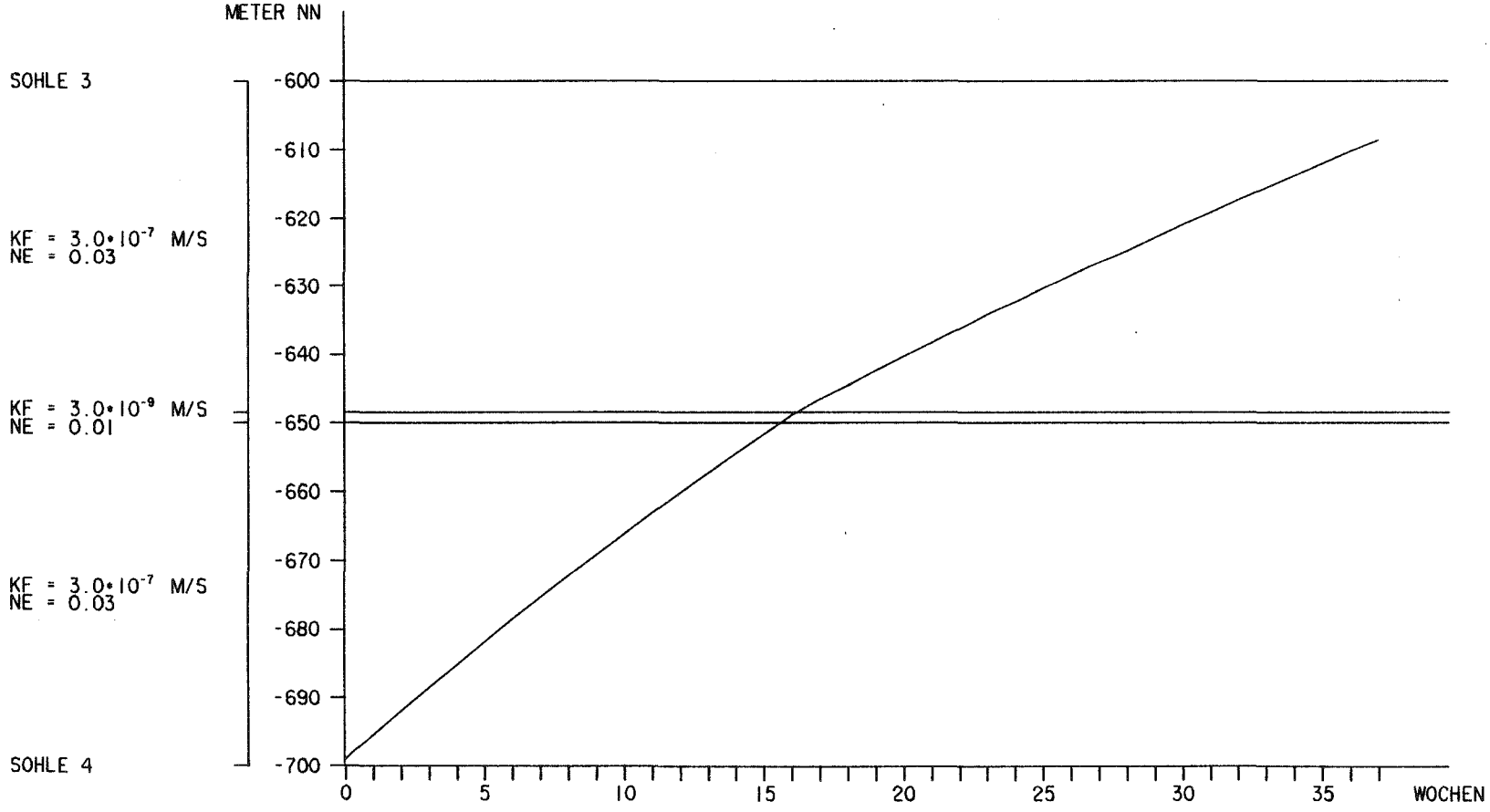
Abb. II.7 /7



DMT

ZEITLICHER VERLAUF EINES EBENEN-FOERMIGEN GRUNDWASSERANSTIEGS
DURCHSTROEMUNG DES DEPONIEZENTRUMS
DRUCKHOEHE HD = 400 METER

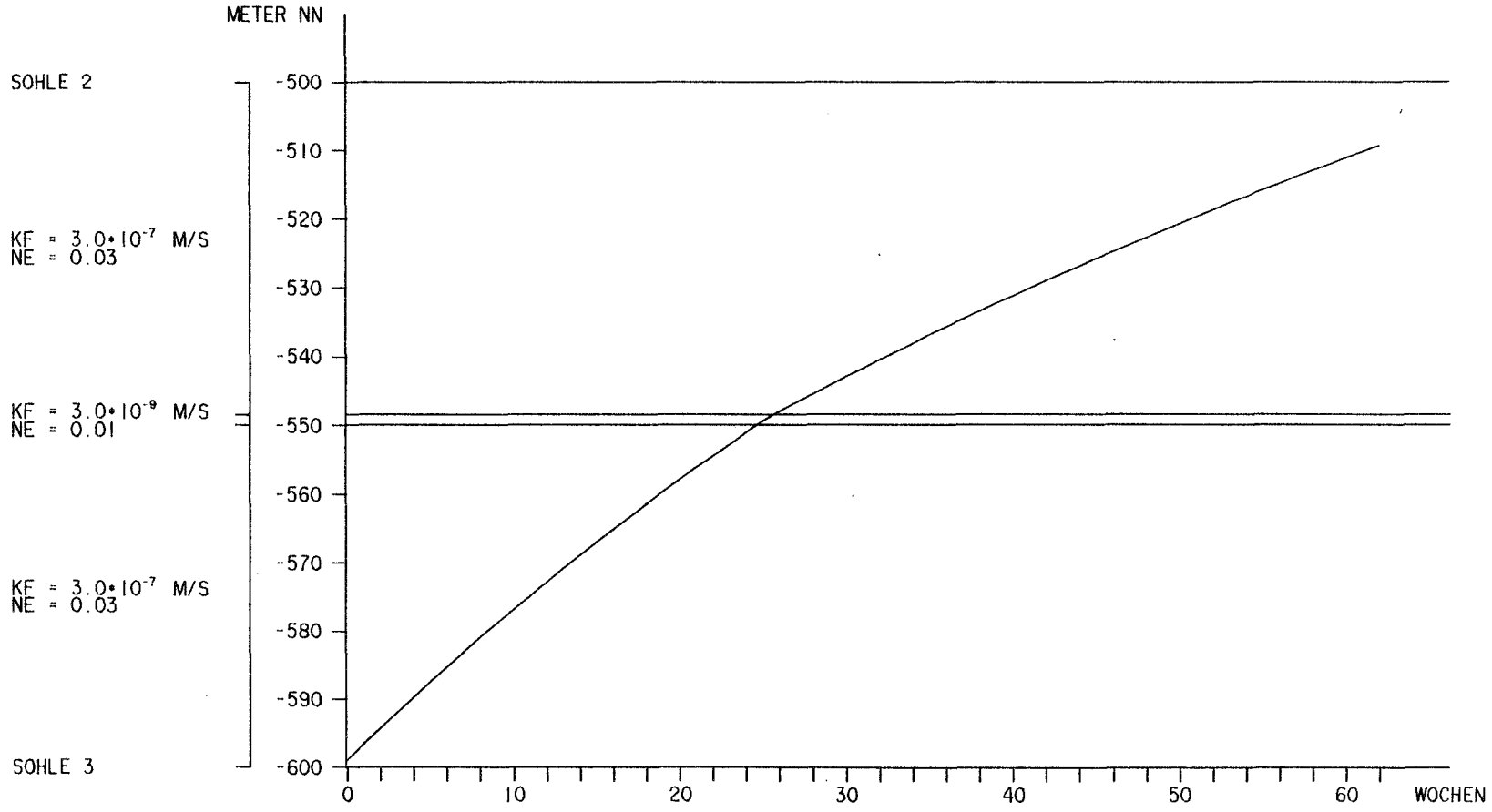
Abb. II.7/8



DMT

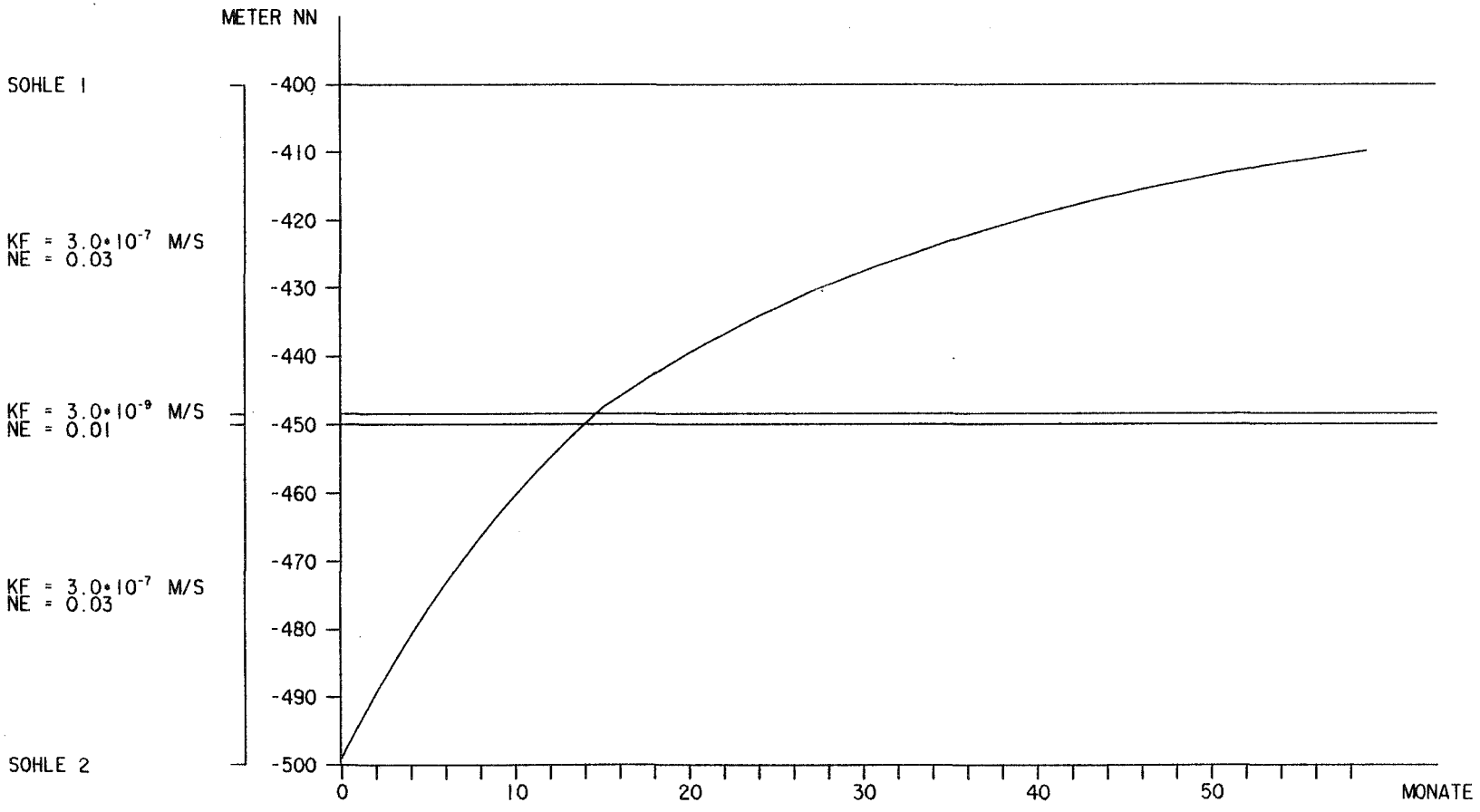
ZEITLICHER VERLAUF EINES EBENEN-FOERMIGEN GRUNDWASSERANSTIEGS
DURCHSTROEMUNG DES DEPONIEZENTRUMS
DRUCKHOEHE HD = 300 METER

Abb. II.7/9



DMT

ZEITLICHER VERLAUF EINES EBENEN-FOERMIGEN GRUNDWASSERANSTIEGS
DURCHSTROEMUNG DES DEPONIEZENTRUMS
DRUCKHOEHE HD = 200 METER



DMT

ZEITLICHER VERLAUF EINES EBENEN-FOERMIGEN GRUNDWASSERANSTIEGS
DURCHSTROEMUNG DES DEPONIEZENTRUMS
DRUCKHOEHE HD = 100 METER

Abb. II.7/II

II.7.3

Horizontaler Abfluß des Grundwassers nach Einstellung der Grubenwasserhebung (Phase 2)

In der Phase 2 des Grundwasseranstiegs nach Beendigung einzelner oder aller Grubenwasserhebungen wird es im Gebirge zunehmend auch zu horizontalen, d.h. bankparallelen Grundwasserbewegungen kommen. Dadurch wird zunächst Wasser entgegen der Richtung des hydraulischen Gradienten zwischen den Grubenwasserprovinzen dem jeweils tiefsten Teil des im Steinkohlengebirge durch die ständige Grubenwasserhaltung gebildeten Senkungstrichters zulaufen. Der Abschätzung der dabei erreichten Fließgeschwindigkeiten (bzw. Grundwasserabstandsgeschwindigkeiten) und Grundwasserfließzeiten dient das Gesetz von DARCY:

$$Q = F \cdot k_f \cdot i,$$
$$V_f = k_f \cdot i = k_f \cdot \Delta h / \Delta l,$$
$$V_a = V_f / n_e,$$
$$t_a = \Delta l / V_a,$$

mit

Q	=	Durchflußmenge	[m^3/s]
F	=	durchströmte Fläche	[m^2]
k_f	=	Durchlässigkeitsbeiwert	[m/s]
i	=	hydraulischer Gradient	[-]
V_f	=	Filtergeschwindigkeit	[m/s]
Δh	=	Potentialdifferenz	[m]
Δl	=	durchströmte Länge	[m]
V_a	=	Abstandsgeschwindigkeit	[m/s]
n_e	=	effektive Porosität	[-]
t	=	Fließzeit	[s].

Die geometrische Situation dieses bankparallelen Strömungsvorganges wird in Abb. II.7/1 dargestellt. Der betreffende Abstand zwischen Deoponiegut und Grubenbau beträgt 250 m. Die benutzten k_f- und n_e-Werte für das vom Abbau beeinflußte Gebirge entsprechen denen des Abschnitts II.7.2.

Ein maximal möglicher hydraulischer Gradient wurde hier nach Angaben der RAG beispielhaft für das Bergwerk Hugo ermittelt aus den unterschiedlichen Grundwasserstandniveaus der Wasserprovinzen Hugo und Consolidation/Nordstern:

Niveau Wasserhaltung Bergwerk Hugo: -1122 m NN,
Niveau Verbindung zum Bergwerk
Consolidation/Nordstern: -1054 m NN.

Somit ist $\Delta h = 68$ m.
Mit $\Delta l = 4500$ m folgt: $i = \Delta h/\Delta l = 0{,}015$.

Im folgenden wird die Fließzeit berechnet, die ein aus der Deponie austretendes Wasserpartikel benötigt, um zu einem Grubenbau zu gelangen, der sich in minimaler horizontaler Entfernung von der Untertagedeponie (250 m) befindet. Dabei werden die nachstehenden Werte zugrunde gelegt:

$k_f = 3{,}0 \cdot 10^{-7}$ m/s,
$n_e = 0{,}03$,
$i = 0{,}015$,
$\Delta l = 250$ m.

Somit ergeben sich folgende Werte:

$$V = 3{,}0 \cdot 10^{-7} \cdot 0{,}015 \text{ m/s} = 4{,}5 \cdot 10^{-9} \text{ m/s} = 0{,}14 \text{ m/a},$$
$$V_f = 4{,}5 \cdot 10^{-9} / 0{,}03 \text{ m/s} = 1{,}5 \cdot 10^{-7} \text{ m/s} = 4{,}7 \text{ m/a},$$
$$t_a = 250/4{,}7 \text{ a} = 53 \text{ a}.$$

Die aus den o.g. Parametern ermittelte Fließzeit des deponiebelasteten Grundwassers von 53 Jahren bis in die nächstgelegenen Grubenbaue genügt den Erfordernissen ausreichender Sicherheit, da nach den entsprechenden Ergebnissen des Abschn. II.7.4 sich die Grundwasserströmung auf die dauerhaft offenen Grubenbaue konzentriert mit der Folge einer starken Verringerung des hydraulischen Gradienten (betr. geringere Reibungsverluste bei Rohrströmung nach PRANDTL-COLEBROOK). Dies wird innerhalb bestehender Grubenwasserprovinzen auch durch Messung von "Standwasserspiegeln" in offenen Schächten bestätigt. Durch diese Verringerung des Gradienten vergrößert sich oben berechnete Fließzeit auf einige hundert Jahre, einen Zeitraum, bis zu dem die Phase 3 mit noch geringeren regionalen hydraulischen Gradienten wirksam sein wird.

II.7.4

Grundwasserströmung nach Vollaufen aller Grubenbaue und vollständiger Sättigung des Kluftnetzes (Phase 3)

Die Phase 3 nach Abstellen aller Grubenwasserhebungen und Vollaufen aller Grubenbaue und Sättigung des Kluftnetzes des Steinkohlengebirges ist gekennzeichnet durch Wiederherstellung der regional-natürlichen Fließbewegung des tiefen Grundwassers (Kap. II.2). Im Gegensatz zu der vor der Bergbautätigkeit im wesentlichen auf den unteren Kluftwasserhorizont (Cenoman/Turon) begrenzten Nord/Süd-Bewegung des tiefen Grundwassers (betr. vor allem östliches Revier, s. Abb. II.2/2) wird nach Beendigung aller Grubenwasserhebungen dem dann wieder einsetzenden Abstrom dieses Grundwassers auch das bergbaulich gestörte Steinkohlengebirge mit seinen dauerhaft offenen Grubenbauen zur Verfügung stehen.

Es ist davon auszugehen, daß sich in den Grubenbauen und dem umgebenden Gebirgskörper ein vergleichbares hydraulisches Potential und somit ein identischer hydraulischer Gradient ergeben werden, da Grubenbaue und Gebirge in direktem hydraulischen Kontakt stehen.

Die Abschätzung der Fließgeschwindigkeiten im Steinkohlengebirge folgt wieder den Parametern des Abschn. II.7.3 und Abb. II.7/1. Ein maximal möglicher regionaler hydraulischer Gradient im Bereich des Ruhrgebietes läßt sich gemäß $i = \Delta h/\Delta l$ bzw. $i = Q/F \cdot k_f$ abschätzen.

- Aus der Höhendifferenz Δh des Einzugsgebietes Cenoman/Turon (Teutoburger Wald) und des Cenoman/Turon-Ausbiß' (Ruhrgebiet) und aus der Fließstrecke Δl zwischen diesen Gebieten ergibt sich ein mittlerer Gradient von $i = 0{,}001$.

a) Nach STRUCKMEIER (1990):
"Die Potentialdifferenz (GW-Höhe im Teutoburger Wald minus Höhe an der Überlagerungsgrenze der Emschermergel) erreicht an der Südost-Ecke des Münsterländer Beckens ca. 200 m" (Δh).

Fließlänge aus Profil KARRENBERG (1974):
ca. 80 km (Δl).

$i = 0,2/80 = 0,0025$.

b) Nach BODE (1964):
Die Höhenlage der Emscher/Turon-Grenze liegt am Südrand (am Fuße des Haarstranges und der Paderborner Hochfläche) bei rd. +100 m NN; am Nord- und Nordost- rand (am Fuße des Teutoburger Waldes) bei rd.
+115 m NN bis +120 m NN (Δh = 17,5 m).
Fließlänge aus Profil KARRENBERG (1974):
ca. 74 km (Δl).

$i = 0,0175/74 = 0,0002$.

c) Nach DMT:
Mittlere Höhe des Teutoburger Waldes: ca. +170 m NN
mittlere Höhe der Ruhr : ca. + 70 m NN
: (Δh = 100 m)
Fließlänge : ca. 100 km (Δl)
$i = 0,1/100 = 0,001$.

- Aus der Schüttungsmenge Q der natürlichen früheren Sohlequellen (nach STRUCKMEIER, 1990), der Abflußfläche F für das Cenoman/Turon/Steinkohlengebirge und einem konservativen Durchlässigkeitsbeiwert von $k_f = 3 \cdot 10^{-7}$ m/s für das vom Abbau beeinflußte

Steinkohlengebirge sowie dem Cenoman/Turon-Kluftwasserleiter läßt sich ein hydraulischer Gradient berechnen. Die nachfolgenden Werte beziehen sich in etwa auf den heutigen Stillstandsbereich (Kap. II.5.1.1).

Schüttungsmenge der natürlichen früheren Solequellen (nach STRUCKMEIER, umgerechnet):

$Q = 8 \cdot 10^{-3}\ m^3/s.$

Mittl. heutiges Pumpniveau im
Stillstandsbereich: ca. -700 m NN,
mittlere Geländehöhe: ca. + 80 m NN,
Ausstrichslänge ca. 65 km,
$F = 5 \cdot 10^{7}\ m^2$,

Durchlässigkeitsbeiwert $k_f = 3 \cdot 10^{-7}$ m/s,

$$i = (8 \cdot 10^{-3}) / (5 \cdot 10^{7}) \cdot (3 \cdot 10^{-7}) = 5 \cdot 10^{-4} = 0{,}0005.$$

Der daraus für das südliche Ruhrgebiet resultierende Gradient von i = 0,0005 ist vermutlich deshalb geringer als der vorab berechnete regionale Wert von i = 0,001, weil durch die bergbaubedingte Vergrößerung des Abfluß-querschnittes und Durchlässigkeitsbeiwertes des Gebirges der natürliche Gradient in diesem Bereich eine Verringerung erfuhr.

Da man in der Phase 3 davon ausgehen kann, daß sich die Gebirgsdurchlässigkeit und die effektive Porosität des vom Abbau beeinflußten Steinkohlengebirges (ohne Berücksichtigung der Grubenbaue) durch die stattgefundene Kompaktion weiter verringert haben, wird im folgenden mit nachstehenden Werten gerechnet:

- Durchlässigkeitsbeiwert des vom Abbau beeinflußten Gebirges $k_f = 1 \cdot 10^{-7}$ m/s,

- Durchlässigkeitsbeiwert des vom Abbau unbeeinflußten Gebirges $k_f = 1 \cdot 10^{-9}$ m/s,

- Durchlässigkeitsbeiwert der Deponie $k_f = 3 \cdot 10^{-9}$ m/s,

- effektive Porosität des vom Abbau beeinflußten Gebirges $n_e = 0,01$,

- effektive Porosität des vom Abbau unbeeinflußten Gebirges $n_e = 0,01$,

- effektive Porosität der Deponie $n_e = 0,01$.

Für Phase 3 wurden auf analytischem Wege die Durchflußmengen und Fließzeiten sowohl für die horizontale (bankparallele) Grundwasserströmung im klüftigen Gebirge als auch die Durchströmung einer Strecke berechnet (Kap. II.7.4.1). Darüberhinaus wurden die Ergebnisse mittels einer Modellrechnung überprüft und die Strömungsvorgänge zusammenfassend dargestellt (Kap. II.7.4.2).

II.7.4.1
Analytische Berechnung

Im folgenden wird wiederum die Fließzeit eines aus der Deponie austretenden Wasserpartikels berechnet, das durch bergbaulich überprägtes Gebirge einem 250 m entfernten Grubenbau zuströmt. Nachstehende Werte werden zugrunde gelegt:

$k_f = 1{,}0 \cdot 10^{-7}$ m/s,
$n_e = 0{,}01$,
$i = 0{,}0005$,
$\Delta l = 250$ m.

Somit ergeben sich folgende Werte:

$$V_f = 1{,}0 \cdot 10^{-7} \cdot 0{,}0005 \text{ m/s} = 5{,}0 \cdot 10^{-11} \text{ m/s} = 1{,}57 \cdot 10^{-3} \text{ m/a},$$

$$V_a = 5{,}0 \cdot 10^{-11} / 0{,}01 \text{ m/s} = 5{,}0 \cdot 10^{-9} \text{ m/s} = 0{,}157 \text{ m/a},$$

$$t = 250/0{,}157 \text{ a} = 1592 \text{ a}.$$

Zusätzlich wird noch die die **Untertagedeponie horizontal durchströmende Wassermenge Q_1** mit der durch **eine Strecke (Querschnittsfläche 15 m²) strömenden Wassermenge Q_2** verglichen.

Basierend auf

$k_f = 3{,}0 \cdot 10^{-9}$,
$F = 500 \text{ m} \cdot 1{,}5 \text{ m} = 750 \text{ m}^2$,
$i = 0{,}0005$,

ergibt sich

$$Q_1 = 750 \cdot (3{,}0 \cdot 10^{-9}) \cdot 0{,}0005 \ m^3/s = 1{,}125 \cdot 10^{-9} \ m^3/s.$$

Das **Durchströmen einer Strecke** kann in Form einer laminaren oder turbulenten Rohrströmung berechnet werden, die durch folgende Gleichung mathematisch beschrieben wird:

$$v = \sqrt{i \cdot d \cdot 2g/\lambda} \ ,$$

mit

v	=	mittlere Fließgeschwindigkeit	[m/s]
i	=	hydraulischer Gradient	[-]
d	=	Streckendurchmesser	[m]
g	=	Erdbeschleunigung	[m/s²]
λ	=	Rohrreibungskoeffizient	[-].

Für die Berechnungen wird noch die REYNOLD'sche Zahl Re benötigt. Sie wird bestimmt gemäß:

$$Re = v \cdot d/\nu \ ,$$

mit

Re	=	REYNOLD'sche Zahl	[-]
v	=	mittlere Fließgeschwindigkeit	[m/s]
d	=	Streckendurchmesser	[m]
ν	=	kinematische Viskosität	[m²/s].

Für d wird im folgenden der Wert 4,0 m angenommen, da eine Strecke mit einer Querschnittsfläche von 15 m² betrachtet wird. Wird zunächst die Durchströmung als laminar vorausgesetzt, so wird λ gemäß der Formel von

HAGEN-POISEUILLE als $\lambda = 64/Re$ berechnet. Das Einsetzen führt zu:

$$v = i \cdot d^2 \cdot g / 32 \cdot \nu \ .$$

Für die mittlere Fließgeschwindigkeit ergibt sich der Wert 1978 m/s, wobei $\nu = 1{,}24 \cdot 10^{-6}$ m²/s angenommen wurde.

Die zugehörige REYNOLD'sche Zahl ist $6{,}38 \cdot 10^{9}$. Somit ist diese Strömung im Gegensatz zur Annahme turbulent (Re > 2320).
Demzufolge muß λ gemäß der Formel von PRANDTL-COLEBROOK (turbulente Durchströmung) berechnet werden.

Unter Verwendung einer absoluten Rauhigkeit k = 100 mm ergibt sich:

$\lambda = 0{,}055,$

$V = \sqrt{0{,}0005 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 9{,}81 / 0{,}055}$ m/s = 0,84 m/s

$= 2{,}6 \cdot 10^{7}$ m/a.

Die Durchströmungsmenge Q_2 wird berechnet gemäß:

$Q_2 = F \cdot v,$ mit

Q_2	= Durchströmungsmenge	[m³/s]
F	= durchströmte Fläche	[m²]
v	= mittlere Fließgeschwindigkeit	[m/s].

Da eine Strecke mit einer Querschnittsfläche von 15 m² angenommen wird, erhält man:

$$Q_2 = 0{,}84 \cdot 15 \text{ m}^3/\text{s} = 12{,}6 \text{ m}^3/\text{s} = 4{,}0 \cdot 10^{8} \text{ m}^3/\text{a}.$$

Dieser Wert ist um acht Zehnerpotenzen größer als die das Deponiegut durchströmende Wassermenge Q_1.

Weil diese in nur einer Strecke (15 m²) fließende Wassermenge Q_2 gleichzeitig um mehr als drei Zehnerpotenzen größer ist als die früher im Cenoman/Turon-Ausbiß ausfließende Solemenge $Q = 8 \cdot 10^{-3}$ m³/s, wird auch der hydraulische Gradient in den Strecken und im Gebirge um mindestens drei Zehnerpotenzen kleiner sein. Damit vergrößert sich die berechnete Fließzeit des deponiebelasteten Grundwassers im Gebirge für den hier untersuchten 250 m-Abstand im Selbstversatz in der Endphase 3 der Grundwasserströmung auf Zeiträume von mehr als 10.000 Jahren, was für diese Phase den Anforderungen des Abschn. I.3.3 entspricht.

Geht man von der Annahme aus, daß die ausgebauten Grubenbaue unter dem Einfluß der Wasserflutung im Rahmen o.g. Zeiträume bis auf Restquerschnitte standfest sind, wird das sich im bergbaulich beeinflußten Steinkohlengebirge einstellende Abflußsystem des Grundwassers so ausgebildet sein, daß entsprechend den stark unterschiedlichen hydraulischen Widerständen zwischen Gebirge und Strecken der deponierte Abfall innerhalb der hydraulischen Barriere des Steinkohlengebirges von der Grundwasserströmung auf den Strecken im wesentlichen umflossen wird.

Diese Verhältnisse wurden abschließend durch eine Modellrechnung nach der Methode der "Finiten Elemente" kontrolliert.

II.7.4.2

Numerische Berechnung

Unter Verwendung eines zwei-dimensionalen, mathematisch-numerischen Grundwasser-Strömungsmodells sollen die Fließwege, Fließzeiten und Durchflußmengen des

Grundwassers für Phase 3 berechnet und dargestellt werden. Hierbei handelt es sich um eine stationäre Strömung. Ausgangspunkt ist wiederum der in Abbildung II.7/1 dargestellte und zwischen der tiefsten und nächsthöheren Sohle gelegene Gebirgsblock mit der Untertagedeponie und dem System der umgebenden Grubenbaue. Es wird angenommen, daß das Grundwasser den Modellbereich von links nach rechts parallel durchströmt, so daß an einem beliebigen Vertikalschnitt die Grundwasserbewegung repräsentativ für den gesamten Gebirgsblock dargestellt werden kann. Es wird für das Modell ein Schnitt gewählt, an dem der Deponie-Körper sowohl auf der darunterliegenden als auch der darüberliegenden Sohle von einer Strecke begleitet wird. Damit liegen diese beiden Strecken exakt in Strömungsrichtung. Diese Kombination ermöglicht es, die Grundwasserströmung durch die Grubenbaue und das Gebirge gleichzeitig darzustellen.

Für die beiden Strecken wird eine Querschnittsfläche von 15 m² genommen, wobei eine Streckenhöhe von 4,0 m und eine Streckenbreite, d. h. Modellmächtigkeit, von 3,75 m zugrunde gelegt wurde. Das Sohlenniveau der unteren Strecke liegt bei -1100 m NN, das der oberen Strecke bei -1000 m NN. In den Anlagen II.7/1 bis II.7/5 sind diese beiden Strecken am oberen und unteren Rand des vertikalen Modellgebietes durch dicke Umrandungslinien hervorgehoben. Daneben sind in den Anlagen stets auch die Untertagedeponie und die Trennlinie zwischen dem von Abbaueinwirkungen beeinflußten bzw. unbeeinflußten Gebirge auf die gleiche Weise kenntlich gemacht.

II.7.4.2.1

Berechnungsverfahren, Diskretisierung und Randbedingungen

Die laminare, zwei-dimensionale Grundwasserströmung wird mathematisch durch eine partielle elliptische Differentialgleichung beschrieben, die aus einer Kombination des Massenerhaltungsgesetzes mit dem Gesetz von DARCY resultiert. Im Falle der Stationarität läßt sich diese Differentialgleichung unter Hinzuziehung der Randbedingungen des betreffenden Modells mit numerischen Rechenverfahren lösen, d. h. entweder das hydraulische Potential oder der Stromfunktionswert bestimmen. Hierfür stehen Gebietsverfahren (Finite Differenzen, Finite Elemente) und Randverfahren (Randelemente) zur Verfügung.

Das vorliegende Modell wurde mit dem Programmsystem SICK 101 berechnet, das an der RUHR-UNIVERSITÄT BOCHUM entwickelt und in modifizierter Form auf dem SIEMENS-Rechner 7560 EX der DMT implementiert wurde. SICK 101 berechnet zwei-dimensionale Grundwasserströmungen in Vertikalmodellen nach der Methode der Finite Elemente (Gewichtete Residuen, GALERKIN-Verfahren). Zunächst wurde das Modellgebiet abgegrenzt und in Finite Elemente aufgeteilt (Diskretisierung). Das dabei entstandene rechtwinkelige Elementenetz, in dem die Modellgeometrie zum Ausdruck kommt, ist in dem Plot in Anlage II.7/1 dargestellt. An den Eckpunkten der Finiten Elemente liegen die sogenannten Knoten, für die das Programm jeweils die Lösung berechnet. Das vorliegende Modell hat eine Höhe von 104 m, eine Länge von 1000 m, 6432 Knoten und 6200 Elemente.

Auf dem gesamten Modellrand wurde der Strömungszustand beschrieben, d. h. die Randbedingungen in Form von DIRICHLET'schen (Potentiale) oder CAUCHY'schen Randbedingungen (Durchflußmengen) formuliert. Wie in Kapitel II.7.4.2 dargelegt wurde, ist von einer Parallelströmung auszugehen. Deshalb liegen am unteren Rand des Modells, der Sohle der unteren Strecke, und am oberen Rand des Modells, dem First der oberen Strecke, Stromlinien vor. Somit liegt für diese beiden Ränder die NEUMANN'sche Randbedingung Q = 0 fest, wobei Q die Durchflußmenge lotrecht über den Rand bezeichnet.

An den beiden anderen Rändern wurden Potentiale als Randbedingung vorgegeben, wie sie im Plot in Anlage II.7/1 dokumentiert sind. Die absolute Größe dieser Potentiale spielt keine Rolle für die Berechnungen, allein wichtig ist die Potentialdifferenz zwischen den linken und rechten Randpotentialen. Sie wurde aus dem hydraulischen Gradienten i = 0,0005 und der Strömungsrichtung (Kap. II.7.4.2) berechnet und anschließend bei dem Potentialwert 10,0 m aufgehängt.

Einem Gradienten von $5{,}0 \cdot 10^{-4}$ entspricht bei der vorliegenden Modellänge von 1000 m eine Potentialdifferenz von 0,5 m. Aus diesem Grund wurde am linken Modellrand ein Potential von 10,5 m und am rechten Modellrand ein Potential von 10,0 m angegeben (Anl. II.7/1).

II.7.4.2.2
Gebirgsdurchlässigkeiten und effektive Porositäten

Das Modellgebiet muß vollständig mit Durchlässigkeitsbeiwerten versorgt werden. Aufgrund der Ergebnisse der untertägigen Durchlässigkeitsversuche wurde nicht den

verschiedenen Gesteinsschichten ein auf die jeweilige Petrographie abgestimmter Durchlässigkeitsbeiwert zugeordnet, sondern es wurde nur eine Unterteilung in das von Abbaueinwirkungen beeinflußte Gebirge, von Abbaueinwirkungen unbeeinflußte Gebirge und die Untertagedeponie vorgenommen (vgl. Kap. II.6.3). Die in das Modell aufgenommenen Durchlässigkeitsbeiwerte k_f und effektiven Porositäten n_e sind in Kap. II.7.4 dokumentiert. Außerdem sind die Durchlässigkeitsbeiwerte dem Plot in Anlage II.7/2 zu entnehmen.

Da die Strecken auch in das Modellgebiet aufgenommen werden sollten, bestand die Notwendigkeit, einem Hohlraum, dessen Durchströmung mit Wasser nicht gemäß dem Gesetz von DARCY beschrieben wird, einen Durchlässigkeitsbeiwert zuzuordnen. Aus diesem Grunde wurde für die Strecken ein relativer k_f-Wert berechnet, der jedoch nicht wie der natürliche Durchlässigkeitsbeiwert im DARCY-Bereich vom Gradienten unabhängig ist.

Die turbulente Rohrströmung in Strecken wird durch die Formel von PRANDTL-COLEBROOK beschrieben:

$$v = \sqrt{i \cdot d_h \cdot 2g / \lambda}$$

mit

v	= mittlere Fließgeschwindigkeit	[m/s]
i	= hydraulischer Gradient	[-]
d_h	= hydraulischer Durchmesser	[m]
g	= Erdbeschleunigung	[m/s²]
λ	= Rohrreibungskoeffizient	[-].

Der mittleren Fließgeschwindigkeit v der Rohrströmung entspricht die Abstandsgeschwindigkeit v_a der Grundwasserströmung gemäß dem Gesetz von DARCY. Nun ist ein Durchlässigkeitsbeiwert so zu bestimmen, daß unter Beibehaltung von i gilt: $v = v_a$. Es ist:

$$v_a = k_f \cdot i \cdot \frac{1}{n_e},$$

mit

v_a = Abstandsgeschwindigkeit [m/s]
k_f = Durchlässigkeitsbeiwert [m/s]
i = hydraulischer Gradient [-]
n_e = effektive Porosität [-].

Für Grubenbaue ist $n_e = 1$ und somit vernachlässigbar.
Aus $v_a = v$ folgt nun:

$$k_f \cdot i = \sqrt{\frac{i \cdot d_h \cdot 2g}{\lambda}}$$

$$\Rightarrow k_f = \sqrt{\frac{d_h \cdot 2g}{\lambda \cdot i}}.$$

Die Erdbeschleunigung g ist 9,81 m/s². Der extrem ungünstige (große) Wert 0,186 wird für den Rohrreibungskoeffizienten angesetzt. Für den Gradienten i ist der Wert 0,0005 vorgegeben. d_h errechnet sich aus folgender Gleichung:

$$d_h = 4 \cdot A / U ,$$

mit

d_h	=	hydraulischer Durchmesser	[m]
A	=	Streckenquerschnittsfläche	[m²]
U	=	benetzter Streckenumfang	[m].

Da von einer Strecke mit einer Querschnittsfläche von 14,6 m² und einem benetzten Umfang von 15,04 m ausgegangen wird, ergibt sich d_h = 3,88 m. Das Einsetzen dieser Werte führt zu
k_f = 904 m/s.

Wird also in das Grundwasser-Strömungsmodell für die Strecken ein Durchlässigkeitsbeiwert von 904 m/s eingegeben, so werden durch das Programm SICK 101 die gleichen Fließgeschwindigkeiten für die Strecken berechnet, wie sie aus der Anwendung der Formel von PRANDTL-COLEBROOK resultieren würden. Der relative k_f-Wert für die Strecken ist ebenfalls im Plot in Anlage II.7/2 dokumentiert.

II.7.4.2.3
Ergebnisse der Modellrechnungen

Das beschriebene Modell wurde schließlich in zwei Rechenläufen zur Simulation der stationären Grundwasserströmung mit SICK 101 bearbeitet. Zum einen wurde es

als Potentialmodell zwecks Generierung von Äquipotentiallinien und Berechnung der Abstandsgeschwindigkeiten zum anderen als Stromfunktionsmodell zwecks Generierung von Stromlinien benutzt. Die Ergebnisse dieser Berechnungen sind in Anlage II.7/3 (Äquipotentiallinien und Vektoren der Filtergeschwindigkeit), Anlage II.7/4 (Abstandsgeschwindigkeiten) und Anlage II.7/5 (Stromlinien) in Form von Plots dargestellt.

Die Parallelität und Äquidistanz der Äquipotentiallinien verdeutlicht die erwartete von links nach rechts gerichtete Parallelströmung. Nur im Bereich der Untertagedeponie kommt es aufgrund der verringerten Durchlässigkeit des Deponiegutes zu einer verstärkten Umströmung und verminderten Durchströmung der Deponieschicht. Die Abweichung in der Linearität der beiden Äquipotentiallinien vor und hinter der Untertagedeponie ist jedoch so geringfügig, daß sie in Anlage II.7/3 nicht zu erkennen ist.

Aufgrund der Potentialdifferenzen berechnet das Programm die Abstandsgeschwindigkeiten, wobei die effektive Porosität für das Gebirge mit 0,01 und für die Strecken mit 1,0 angegeben wurde. Für die Strecken ergibt sich eine mittlere Fließgeschwindigkeit von 39000 m/tag. Die Größe dieser Geschwindigkeit verdeutlicht nocheinmal, daß der gewählte hydraulische Gradient i = 0,0005 sicherlich um mehrere Zehnerpotenzen zu groß ist. Für das vom Abbau beeinflußte Gebirge ergibt sich eine Abstandsgeschwindigkeit von $4{,}3 \cdot 10^{-4}$ m-tag (0,157 m/a), für das vom Abbau unbeeinflußte Gebirge $4{,}3 \cdot 10^{-6}$ m/Tag (0,00157 m/a) und für die Untertagedeponie $1{,}3 \cdot 10^{-5}$ m/Tag (0,0047 m/a) (Anl. II.7/4).

Wie aus Abbildung II.7/1 ersichtlich ist, wird ein horizontaler Mindestabstand von 250 m zwischen der Untertagedeponie und Grubenbauen angenommen. Ein aus dem Deponiekörper ausgetretenes kontaminiertes Wasserpartikel benötigt für das Strömen durch das von Abbaueinwirkungen beeinflußte Gebirge zu horizontal benachbarten Grubenbauen unter den obigen Annahmen eine Fließzeit von mindestens 1592 Jahren. Unter Berücksichtigung eines um mehrere Zehnerpotenzen verringerten hydraulischen Gradienten sind für diese Fließzeit eher mehrere Jahrzehntausende anzusetzen.

Der Plot in Anlage II.7/5 verdeutlicht die Relationen zwischen den Durchströmungsmengen durch die Strecken und durch das Gebirge. Die Stromlinien sind so gewählt, daß zwischen zwei benachbarten Stromlinien die jeweils gleiche Menge hindurchströmt. Aufgrund der Verdichtung der Stromlinien in den Strecken wird deutlich, daß bezüglich einer mengenmäßigen Betrachtung Grundwasserströmung fast ausschließlich in den Grubenbauen stattfindet. Mit Hilfe der Abstandsgeschwindigkeiten und der effektiven Porositäten läßt sich diese Relation berechnen. Es wird im folgenden vorausgesetzt, daß auf jeder Sohle alle 10 km eine Strecke mit einer Ausbauquerschnittsfläche von 15 m² in Strömungsrichtung, d. h. in Nord-Süd-Richtung, vorliegt. Der mittlere Sohlabstand von 100 m wird beibehalten. Jeder dieser Strecken kann somit eine zu vergleichende Gebirgsquerschnittsfläche von $10000\ m \cdot 100\ m = 10^6\ m^2$ zugeordnet werden. Durch diese Fläche strömen $4{,}3\ m^3$/Tag, während durch die Strecke $585000\ m^3$/Tag strömen. Das bedeutet, daß unter obigen Voraussetzungen und unter der Annahme, daß die

Hauptstrecken auf Dauer standfest sind und zumindest im Teilquerschnitten offen bleiben, 99,9993 Prozent des gesamten Grundwassers im Steinkohlengebirge durch die Grubenbaue abfließt und nur der Rest von 0,0007 Prozent das Gebirge durchströmt.

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

3. Band: Kapitel III

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

3. Band: Kapitel III

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

3. Band: Kapitel III

Gutachter:

Prof. Dipl.- Ing. B. Jäger
Prof. Dr. P. Obermann
Prof. Dr.- Ing. F.L. Wilke

Wiss. Mitarbeiter:

Dipl.- Ing. F. Heidrich
Dipl.- Geol. P. Rüterkamp
Dipl.- Ing. J. Skrzyppek

Auftraggeber:

Landesamt für Wasser und Abfall
Nordrhein - Westfalen

Inhaltsverzeichnis Kapitel III

		Seite
III	Abfalltechnische Untersuchungen	1
III.1	Zielsetzung und Vorgehensweise bei den Untersuchungen von Abfällen	1
III.2	Beschreibung der Untersuchungsmethoden	4
III.2.1	Elution nach DIN 38414-4 (DSV S4)	4
III.2.2	Elution im Säulenversuch	5
III.3	Angewandte Vorbehandlungsverfahren	9
III.3.1	Vorbehandlung der Abfälle ohne Zementzusatz	9
III.3.2	Vorbehandlung der Abfälle mit Zementzusatz	10
III.3.3	Vorbehandlung durch Mischung	10
III.4	Chemisch-physikalische Analysen	11
III.4.1	Substanzanalysen	11
III.4.2	Analysen der Lösungswässer (Grubenwässer)	11
III.4.3	Eluat-Analysen	16
III.4.4	Physikalische Analysen	16
III.4.5	Bergbauhygienische Untersuchungen	16

Seite

III.5	Darstellung und Bewertung der Untersuchungs-Ergebnisse und Charakterisierung der untersuchten Abfälle	18
III.5.1	Abfallgruppe I Rauchgasreinigungsrückstände aus Müllverbrennungsanlagen	18
III.5.1.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben	18
	Stoffprobe I-A MVA Oberhausen	18
	Stoffprobe I-B MVA Essen-Karnap	19
	Stoffprobe I-C MVA Düsseldorf	19
III.5.1.2	Stoffanalysen	21
	Chemische Stoffanalysen	21
	a) Substanzanalysen	21
	b) Untersuchungen auf polychlorierte Kohlenwasserstoffe	25
	Physikalische Untersuchungen	28
	a) physikalische Stoffanalysen	28
	b) Wasseraufnahmevermögen und Wasserdurchlässigkeit	28
	c) Korngrößenverteilung	32
III.5.1.3	Lösungswasser-Analysen	38
III.5.1.4	Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben	43
III.5.1.5	Säulen-Versuche an unbehandelten Proben	51
	Probenahme-Intervalle und Ergebnisse	51
	Diskussion der Säulenversuche mit Wasser	60
	Diskussion der Säulenversuche mit Cl-Wasser	61
III.5.1.6	Schüttel-Versuche an vorbehandelten Proben	64
	Versuchsbedingungen	64
	Ergebnisse der Schüttelversuche	65
	a) Einfluß des Anmachwassers bei Elution mit Wasser (Cl/W:W/W)	65
	b) Einfluß des Anmachwassers bei Elution mit Cl-Wasser (Cl/Cl:W/Cl)	65

		Seite
	c) Einfluß des Eluens bei Verwendung von Wasser als Anmachwasser	71
	d) Einfluß der Vorbehandlung auf die Eluat-Konzentration	72
III.5.1.7	Säulen-Versuche an vorbehandelten Proben	75
III.5.1.8	Stoffbilanzen	84
	a) Stoff-Bilanzen Probe I-A	84
	b) Stoff-Bilanzen Probe I-C	85
III.5.1.9	Zusammenfassung Abfallgruppe I	87
III.5.2	Abfallgruppe II	
	Rückstandsgemisch aus der MVA Essen-Karnap	90
III.5.2.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben	90
III.5.2.2	Substanzanalysen	90
III.5.2.3	Lösungswasser-Analysen	99
III.5.2.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe	101
III.5.2.5	Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe	104
III.5.2.6	Zusammenfassung Abfallgruppe II	108
III.5.3	Abfallgruppe III	
	Gemisch MVA-Filterstaub + Flotationsberge	110
III.5.3.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben	110
III.5.3.2	Substanzanalysen	110
III.5.3.3	Lösungswasser-Analysen	113
III.5.3.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe	114
III.5.3.5	Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe	116
III.5.3.6	Zusammenfassung Abfallgruppe III	123
III.5.4	Abfallgruppe IV	
	Rückstände aus kommunalen Klärschlamm-Verbrennungsanlagen	124
III.5.4.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben	124
	Stoffprobe IV-A Asche aus der KVA Düsseldorf-Süd	124
	Stoffprobe IV-B Flugasche aus der KVA Bottrop	125
	Stoffprobe IV-C Bettasche aus der KVA Bottrop	125

Seite

III.5.4.2	Substanzanalysen	126
III.5.4.3	Lösungswasser-Analysen	131
III.5.4.4	Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben	131
III.5.4.5	Säulen-Versuche mit vorbehandelten Proben	138
III.5.4.6	Zusammenfassung Abfallgruppe IV	151
III.5.5	Abfallgruppe V	
	Rückstände aus der Ölschlammverbrennung Fa. FORD	153
III.5.5.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffprobe	153
III.5.5.2	Substanzanalysen	153
III.5.5.3	Lösungswasser-Analysen	155
III.5.5.4	Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe	155
III.5.5.5	Zusammenfassung Abfallgruppe V	157
III.5.6	Abfallgruppe VI	
	Gießereialtsande	158
III.5.6.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben	158
III.5.6.2	Substanzanalysen	159
III.5.6.3	Lösungswasser-Analysen	161
III.5.6.4	Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben	163
III.5.6.5	Säulen-Versuche an vorbehandelten Proben	171
III.5.6.6	Zusammenfassung Abfallgruppe VI	181
III.5.7	Abfallgruppe VII	
	Strahlmittelrückstände	183
III.5.7.1	Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben	183
III.5.7.2	Substanzanalysen	184
III.5.7.3	Lösungswasser-Analysen	184
III.5.7.4	Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben	187
III.5.7.5	Zusammenfassung Abfallgruppe VII	192
III.5.8	Bergbauhygienische Untersuchungen	193

Seite

III.5.9	Zusammenfassende Beurteilung der untersuchten Abfälle	197
III.5.9.1	Elutionsversuche	197
III.5.9.2	Anmerkungen zur Dioxin-Problematik	205
III.6	Anhang III/I Abbildungen	206
III.7	Anhang III/II Rechenblätter	297

III. Abfalltechnische Untersuchungen

III.1 Zielsetzung und Vorgehensweise bei den Untersuchungen von Abfällen

Wie bereits im Teil II dieser Studie ausgeführt, muß davon ausgegangen werden, daß auch aus größeren Tiefen von Steinkohlenbergwerken Wasserwegsamkeiten über längerfristig offene Grubenräume bis in oberflächennahe Grundwasserhorizonte nicht ausgeschlossen werden können. Voraussetzung für die untertägige Verbringung von Abfällen und Reststoffen in derartige Grubenräume ist daher die Einhaltung von Ablagerungsbedingungen, die eine schädliche Kontamination des umgebenden Grundwassers durch Schadstoffe sicher verhindern. Dies kann dadurch gewährleistet sein,

- daß das Abfallmaterial keine unter Einlagerungsbedingungen auslaugbare Schadstoffe enthält,

- daß die Mobilität vorhandener Schadstoffe durch geeignete Maßnahmen reduziert wird, sodaß keine schädlichen Emissionen stattfinden,

- bzw. daß das anstehende Grundwasser selbst die fraglichen Schadstoffe geogen bedingt bereits in erhöhter Konzentration enthält, sodaß eine weitere Verschlechterung des Wassers durch auslaugbare Stoffe nicht zu erwarten ist (immissionsneutrale Ablagerung).

Zur Klärung dieser Fragen sind chemisch-physikalische Untersuchungen der Abfälle und der Tiefengrundwässer unter Berücksichtigung der Einlagerungsbedingungen erforderlich.

Die nach den in Abschnitt I.4.4 dargelegten Gesichtpunkten ausgewählten und in der Tabelle III.1/1 nochmals zusammengestellten Abfallstoffe wurden den nachfolgend näher beschriebenen Untersuchungen und Analysen unterzogen. (Abschnitt III.2 bis III.4).

Tabelle III.1/1 Liste der untersuchten Abfallstoffe

Abf. Gr.	Bezeichnung	Herkunft
I	Rauchgasreinigungsrückstände aus der Hausmüllverbrennung	
	I-A Filterstaub	MVA Oberhausen
	I-B Filterstaub	MVA E-Karnap
	I-C Filterstaub-Salz-Gemisch	MVA Düsseldorf
II	II-M Rückstandsgemisch einer MVA	MVA E-Karnap
III	Gemisch aus:	
	Filterstaub aus einer Müllverbrennungsanlage	MVA Oberhausen
	Flotationsberge aus der Kohlenaufbereitung	Zeche Pluto
IV	Rückstände aus der kommunalen Klärschlammverbrennung	
	IV-A Schlammasche	KVA Düsseldorf
	IV-B Flugasche	KVA Bottrop
	IV-C Bettrückstand aus der Wirbelschicht	KVA Bottrop
V	Rückstände aus der Lack- und Ölschlammverbrennung	
	Rückstand aus der Rauchgasreinigung	KVA FORD Köln
VI	Gießereialtsande	
	VI-A Kaltharzaltsand	Fa. Pose-Mare
	VI-B Bentonitgeb. Altsand m. Coldbox-Resten	Fa. Pose-Mare
	VI-C Bentonitgeb. Altsand m. Croning-, Hotbox- und Coldbox-Kernresten	Fa. Fischer, Mettmann
	VI-D Bentonitgeb. Altsand mit Hotbox-Kernr.	Eisenw. Brühl
VII	Strahlmittelrückstände, vermittelt durch	Fa. STEAG
	VII-A Baustelle	
	VII-B Dichthalle	
	VII-C Kokerei Zollverein	
	VII-D Fa. Püls, Gelsenkirchen	

Neben den erforderlichen Substanzanalysen der Abfallproben nahmen dabei die Elutions-Untersuchungen an unbehandelten bzw. durch Zementzugabe verfestigten Proben unter verschiedenen Druckverhältnissen den größten Raum ein. Die Elutionen wurden sowohl mit dem originalen Tiefengrundwasser als auch mit entmineralisiertem Wasser durchgeführt. Die Versuche mit aqua demineralisata dienten als informatorische Untermauerung der Ergebnisse, sie ermöglichen einen Vergleich mit Ergebnissen aus anderen Untersuchungen.

Bei der Darstellung und Beurteilung der Untersuchungsergebnisse (Abschnitt III.5) wurden die Analysenwerte in den verschiedenen auslaugenden Medien (aqua demin., Tiefengrundwasser) sowie die Stoffkonzentrationen in dem Grundwasser selbst gegenübergestellt. Die Berechnung der Unterschiede dient zur Beantwortung der Fragen:

- Sind bei der Elution mit dem Tiefengrundwasser höhere Schadstoff-Emissionen zu erwarten als bei der Verwendung von Wasser?

und

- Liegen die Schadstoff-Emissionen bei Auslaugung mit Tiefengrundwasser im Rahmen der geogenen Schadstoff-Konzentrationen des Grundwassers selbst?

Außerdem werden die Elutions-Konzentrationen in den Ergebnis-Tabellen im Abschnitt III.5 jeweils mit dem Richtwert für die Deponieklasse 2 aus dem Richtlinien-Entwurf "Untersuchung und Beurteilung von Abfällen - Teil 2 -" des Landes Nordrhein-Westfalen verglichen. Nach diesem Richtlinien-Entwurf sind für die Deponieklasse 2 u.a. Abfälle zugelassen, die eine geringfügige und vorübergehende, im Ausmaß tolerierbare Veränderung der Gewässer herbeiführen können. Den Gutachtern ist bewußt, daß ein Vergleich zwischen der Ablagerung in einer oberirdischen Deponie der Klasse 2 mit der Verbringung von Abfällen in Grubenräume mit potentieller Wasserwegsamkeit zu oberflächennahen Grundwasserhorizonten eigentlich nicht zulässig ist. Sie sind gleichwohl der Ansicht, daß die Aufnahme der Richtwerte in die Ergebnisdarstellung als Merkposten für den Leser sinnvoll ist.

III.2 Beschreibung der Untersuchungsmethoden

Zur Beurteilung der Wechselwirkungen zwischen der physikalischen Beschaffenheit der Abfälle (z.B. Undurchlässigkeit) und den bei Kontakt mir Wasser in den heterogenen Stoffen stattfindenden Lösungs- und Umbildungsvorgängen der chemischen Gleichgewichtsstrukturen sind Untersuchungsmethoden notwendig, die es ermöglichen, das anströmende Wasser über strömungsbedingte Kontaktzeiten mit den verfügbaren Grenzflächen in Berührung zu bringen.

Im Rahmen der vorliegenden Studie wurde das Auslaugverhalten von Abfällen mit drei unterschiedlichen Elutionsverfahren untersucht. Als Standardverfahren wurde der Schüttelversuch nach DIN 38414-4 angewandt. Die nach dieser Vorschrift geforderte Auslaugung mit entmineralisiertem Wasser (im folgenden kurz "Wasser" genannt) wurde durch die Elution der Abfälle mit geogenen Tiefengrundwässern (im folgenden als "Grubenwässer" bezeichnet) ergänzt. Gleichzeitig und unter vergleichbaren Bedingungen wurden Elutionen mit der Triaxialzelle (Druck-Säulenversuch), ebenfalls mit Wasser und mit Grubenwässern, durchgeführt.

III.2.1 Elution nach DIN 38414-4 (DEV S4)

Die Probeentnahme erfolgte unter Berücksichtigung der DIN 38414S1. Eine mechanische Vorbehandlung der Proben konnte außer bei den Gießereisanden (Abschnitt III.5.4) entfallen, da die Abfallstoffe in loser Schüttung vorlagen.

Die Elutionen wurden entsprechend der DIN 38414-4 mit einem Wasser-Feststoff-Verhältnis von 10:1 durchgeführt. In einer 5 Liter fassenden Weithalsflasche wurden jeweils 200 g Abfallstoff mit einer Genauigkeit von 1 g eingewogen, mit dem Eluens auf 2 Liter aufgefüllt und 24 Stunden lang langsam über Kopf gedreht (geschüttelt). Der Versuchsaufbau ist in der Abbildung III.2/1 dargestellt.

Die Elutionen mit Wasser wurden zur besseren Vergleichbarkeit mit Ergebnissen anderer Untersuchungen bei der nach DIN 38414 vorgeschriebenen Raumtemperatur durchgeführt. Bei der Elution mit Grubenwasser wurden die Verhältnisse in der vorgesehenen Einlagerungstiefe (> 600 m) zunächst durch Einstellung einer Elutions-Temperatur von 50°C berücksichtigt. Aufgrund von Vergleichsuntersuchungen bei 20°C und 50°C, die keinen gravierenden Einfluß der Elutionstemperatur auf die Analysenergebnisse erbrachten (Tabelle III.2/1), wurden die weiteren Auslaugungsversuche grundsätzlich bei Raumtemperatur durchgeführt, um den hohen zeitlichen und apparativen Aufwand für die Einhaltung der höheren Temperatur zu sparen.

Nach Versuchsende wurde die flüssige von der festen Phase getrennt, ein Nachwaschen mit Wasser oder anderen Flüssigkeiten erfolgte nicht. Das Roh-Eluat wurde zur Entfernung feindisperser Stoffe durch ein mit aqua demin. vorgewaschenes Membranfilter, Porenweite 0,45 µm, filtriert, das klare Eluat wurde den weiteren Untersuchungen zugeführt.

III.2.2 Elution im Säulenversuch

Zur Durchführung der Druckelutionsversuche wurde eine Triaxialzelle verwendet. Die Zelle besteht aus einem ca. 50 cm hohen Plexiglaszylinder, dessen Deckplatte mit Be- und Entlüftungseinrichtungen versehen ist. Die Zelle ist mit der Bodenplatte zu einer Einheit verschraubt. In der Bodenplatte befindet sich die Installation der Lösungsmittelzufuhr.

Eine Darstellung des Säulenversuchs ist in der Abbildung III.2/2 enthalten. Der Triaxialzelle ist ein Lösungsmittelbehälter mit ca. 6 Liter Inhalt vorgeschaltet. Über ein Steuermanometer (Druckminderer) können über diesen Vorratsbehälter Druckgradienten zwischen 0,1 und 3,0 bar vorgewählt werden. Auch der Manteldruck innerhalb der Zelle kann eingestellt werden. Die Druckbeaufschlagung erfolgt beim Lösungsmittel mit Stickstoff, beim Manteldruck mit Druckluft.

Tabelle III.2/1

Stoffproben Abfallgruppe I

Schütteltest nach S4 (1 + 10) mit Chlorid-Wasser

bei 50 °C und bei Raumtemperatur

Vergleich der Ergebnisse

Parameter		Stoffprobe I-A		Stoffprobe I-B		Stoffprobe I-C	
		50 °C	Raumtemp.	50 °C	Raumtemp.	50 °C	Raumtemp.
Unlöslicher Rückstand	%	94,7	94,7	94,0	94,0	98,7	96,7
Abdampfrückstand	mg/l	276834	277148	275292	279674	279630	280884
Glührückstand	mg/l	235468	239210	243810	245026	234705	241390
Farbe		farblos	farblos	farblos	farblos	farblos	farblos
Geruch		schw. Amm.	schw. Amm.	schw. Amm.	schw. Amm.	Ammoniak	Ammoniak
Leitfähigkeit	µS/cm	202000	210000	206000	210000	202000	210000
pH-Wert		8,7	8,8	8,5	8,5	11,4	11,5
Redoxspannung	mV	333	260	354	320	142	139
Stoffkonzentrationen	mg/l:						
Sulfat		<5	<5	<5	<5	<5	<5
Orthophosphat		<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Fluorid		1,8	1,4	2,0	2,0	0,60	0,58
Kalium		3180	3340	3910	4080	1820	1760
Calcium		11850	11300	11700	11750	16700	16200
Zink		0,38	0,15	0,56	0,51	0,27	0,07
Cadmium		10,3	11,8	15,5	17,2	<0,005	<0,005
Blei		9,1	7,7	16,2	17,5	68,5	61,0
Antimon		0,41	0,54	0,58	0,76	0,17	0,16

Zur Herstellung der zylindrischen Probekörper (Proctorkörper) wird das Probematerial mit einem Fallhammer in drei Lagen zu je 25 Schlägen in einem Stahlzylinder verdichtet. Dabei wird die Schichthöhe der Lagen so bemessen, daß die letzte verdichtete Schicht in einen aufgesetzten Ring hineinreicht. Nach dem Aufsetzen der letzten Schicht wird der Aufsetzring entfernt, die über den Zylinderrand reichende Probe wird mit einem Stahllineal sorgfältig an der Zylinderoberkante abgestrichen. Anschließend werden die Probekörper gewogen, mit einer Gummimanschette umschlossen und in die Zelle eingebaut. Unterhalb und oberhalb wird der Probekörper durch Filtersteine begrenzt, deren Durchlässigkeit deutlich über der des Proctorkörpers liegt.

Die Druckkappe auf den Filtersteinen ist mit einer spiralförmigen Nut versehen, die eine gleichmäßige Verteilung des Lösungswassers auf den unteren Filterstein im Eintritt sowie einen gleichmäßigen Lösungswassseraustritt gewährleistet. Die Oxidation des Lösungswassers und des Eluats wird durch eine Überlagerung mit Stickstoff verhindert.

Die Gummiummantelung des Proctorkörpers stand bei den Versuchen unter einem Zelldruck von 1,3 bar, der Elutionsdruck auf den Proctorkörper wurde mit 1,0 bar vorgewählt. Beide Druckgradienten wurden während der gesamten Versuchsdauer konstant gehalten. Die Elutionstemperatur wurde wie bei den S4-Versuchen über den Versuchszeitraum eingehalten.

Die Versuche wurden im Bereich der Abfallgruppe I (s. Abschnitt III.5.1) zeitlich solange fortgesetzt, bis ein nahezu konstanter Schadstoff-Output im Eluat eintrat. Lediglich in einem Versuch wurden die Untersuchungen über einen längeren Zeitraum durchgeführt, um die nach einem erwarteten pH-Wert-Sprung eintretende Änderung der Eluatqualität registrieren zu können. In den weiteren Untersuchungen wurde die Versuchsdauer auf den Durchsatz von 10 l Lösungswasser begrenzt.

Das Roh-Eluat wurde zeitlich und volumenmäßig erfaßt und wie in den zuvor genannten Behandlungsschritten in ein klares Eluat überführt, das anschließend analysiert wurde. Mit Hilfe der Eluatmengen, der geometrischen Abmessungen der Probekörper und der angewandten Druckgradienten konnten die Durchlässigkeitsbeiwerte der untersuchten Abfallstoffe bestimmt werden.

Nach Abschluß der Elutionen wurden an einigen eluierten Probekörpern die Gewichtsveränderungen und der Wassergehalt bestimmt. Anschließend wurden die Körper zur Feststellung der Verteilung der nach den Elutionen in den Proctorköpern verbleibenden Schadstoffe in drei Teile aufgeschnitten und zur Aufstellung von Schadstoffbilanzen analysiert.

III.3 Angewandte Vorbehandlungsverfahren

Vielfach wird angestrebt, Schadstoffe in Abfällen und Reststoffen durch Verfestigungs- und Immobilisationsverfahren so zu fixieren, daß eine immissionsneutrale Ablagerung in Deponien möglich wird.

Es war nicht Aufgabe der vorliegenden Studie, durch umfangreiche Versuchsanstellungen geeignete Immobilisationsverfahren für Abfallstoffe, die in unbehandeltem Zustand unzulässig hohe Schadstofffrachten emittieren, zu erarbeiten. Um dennoch den Aspekt der Vorbehandlung von Abfällen zwecks Schadstoff-Immobilisierung in die Betrachtungen einzubeziehen, wurden nach Absprache mit den Auftraggebern Elutions-Versuche an vorbehandelten Proben mit 0, 5 und 10 % Portlandzement-Zugabe durchgeführt.

III.3.1 Vorbehandlung der Abfälle ohne Zementzusatz

Während der Voruntersuchungen in der Triaxialzelle wurde beobachtet, daß sich die Abfälle während der Elution mit Lösungswässern in ihrem Auslaugverhalten quantitativ und qualitativ unterschiedlich veränderten. Durch gezielte Laborversuche wurden die Proben auf ihr Verhalten gegenüber verschiedenen Wässern getestet. Dabei ergab sich, daß bei Einstellung bestimmter Wasser-Feststoff-Mischungen auch ohne Zugabe von Bindemitteln Verfestigungszustände eintreten können.

Bei verschiedenen Abfallstoffen wurden beim Anmachen mit chloridhaltigem Grubenwasser außerdem Gas- und Geruchsentwicklungen beobachtet. Auch puzzolanische Verfestigungsvorgänge konnten bei einigen Stoffgruppen festgestellt werden.

Aufgrund dieser Erfahrungen wurden die Abfälle gezielt mit verschiedenen Wässern angemacht und in die Proctorform gefüllt. Nach einer Standzeit von 28 Tagen im Trockenschrank wurden die dann festen Proctorkörper in die Druckzelle eingebaut und eluiert.

III.3.2 Vorbehandlung der Abfälle mit Zementzusatz

Zur weiteren Untersuchung des Verhaltens vorbehandelter Abfallproben wurden Abfall-Zement-Gemische mit Zementanteilen von 5 % und 10 % hergestellt. Die Zement-Zugabe erfolgte meist zusammen mit Anmachwasser. In orientierenden Vorversuchen im Rahmen der Abfallgruppe I (Abschnitt III.5.1) wurden verschiedene Kombinationen zwischen Anmachwasser und Lösungswasser angesetzt und eluiert. Bei den übrigen Untersuchungen wurden die Probekörper aus praktischen Erwägungen grundsätzlich mit Trinkwasser aus der örtlichen Wasserversorgung angeteigt. Die Abfall-Zement-Gemische wurden 28 Tage im Trockenschrank ausgehärtet, die festen Probekörper wurden in die Triaxialzelle eingebaut und der Druckelution unterzogen.

III.3.3 Vorbehandlung durch Mischung

In zwei besonders interessierenden Fällen wurden Mischungen aus getrennt anfallenden Stoffen hergestellt, auf verschiedene Weise vorbehandelt und eluiert.

Im Rahmen der Abfallgruppe II wurden die einzelnen Reststoffe aus einer Hausmüllverbrennungsanlage, Kesselasche, Filterstaub und Reaktionsrückstände der naßchemischen Rauchgasreinigung, zu einer Mischprobe vereinigt und sowohl im unbehandelten Zustand als auch nach Zugabe von Zement untersucht. Mit dieser Versuchsanstellung sollte festgestellt werden, ob der bei der Untersuchung eines als Mischung anfallenden Reststoffes aus einer MVA mit quasitrockener Rauchgasreinigung beobachtete Eigenverfestigungs-Effekt auch bei anderen Stoffstrukturen auftritt.

In einem anderen Fall (Abfallgruppe III) wurde eine Mischung aus 80 % MVA-Filterstaub und 20 % Flotationswaschberge aus einem Steinkohlenbergwerk ohne weitere Vorbehandlung bzw. nach einer Aushärtezeit (ohne Anmachwasser) von 28 Tagen auf die Entstehung von Selbstverfestigungs- bzw. Immobilisationszuständen untersucht.

III.4 Chemisch-physikalische Analysen

III.4.1 Substanzanalysen

Die untersuchten Abfallstoffe wurden geeigneten Aufschlußverfahren unterzogen und nach den üblichen Parametern analysiert. Metalle wurden mit Königswasser aufgeschlossen.

Die Auswahl der Parameter kann den Ergebnistabellen in Abschnitt III.5 entnommen werden.

III.4.2 Analysen der Lösungswässer (Grubenwässer)

Im Steinkohlengebirge des rechtsrheinischen Karbons können im allgemeinen drei hydrochemisch unterschiedliche Wasserstockwerke beobachtet werden. Die dort anzutreffenden Grundwässer weisen mit steigender Tiefe eine zunehmende Salinität auf. In geringen Tiefen bis ca. 200 m sind hauptsächlich schwach mineralisierte Hydrogenkarbonatwässer zu finden. In Tiefen bis ca. 700 m können sulfathaltige Grundwässer nachgewiesen werden, während in größeren Tiefen ausschließlich chloridhaltige Wässer mit hohem Mineralisationsgrad anstehen.

Eine genauere Beschreibung der Tiefengrundwässer in dem fraglichen Gebiet wird in Teil II der Studie gegeben. Im Rahmen der Ergebnisdarstellungen in Teil III wird für die Tiefengrundwässer durchweg die Bezeichnung "Grubenwässer" verwendet.

Für die im Rahmen dieser Studie anzustellenden Elutionsversuche wurden zunächst drei unterschiedliche Lösungswässer benutzt:

- Entmineralisiertes Wasser (aqua demineralisata; aqua demin.)
- Sulfathaltiges Grubenwasser (Sulfatwasser; S-Wasser)
- Chloridhaltiges Grubenwasser (Chloridwasser; Cl-Wasser)

Die Elutionen mit entmineralisiertem Wasser (kurz: Wasser) wurden, wie bereits erwähnt, als Vergleichsuntersuchungen zur besseren Zuordnung der Ergebnisse zu bereits vorhandenen Analysenergebnissen durchgeführt. Gleichzeitig dienten diese Untersuchungen als Hinweis auf Unterschiede gegenüber den unter Tiefenbedingungen mit dem geogenen Grubenwasser gewonnenen Elutions-Resultaten.

Das Sulfatwasser wurde aus der Wasserhaltung der Zeche Carolinenglück gewonnen. Dieses Wasser wurde nur zu Beginn der Untersuchungen verwendet, da die hydrogeologischen Zwischenergebnisse zum Verzicht auf weitere Untersuchungen mit diesem Lösungswasser führten (vergl. Abschnitt III.5.1).

Die Chloridwässer stammen aus der Zeche Consolidation, Schacht 4, 11. Sohle aus einer Tiefe von ca. 1210 m. Der Wasserzufluß an dieser Stelle beträgt ca. 500 l/h.

Die Grubenwässer wurden während der Probeentnahme Untertage mit transportablen Meßgeräten analysiert, nach Übertage transportiert und kontrolliert gelagert. Die Wässer wurden gegen Sauerstoffzutritt mit Stickstoff überschichtet und auf der geogenen Temperatur gehalten. Die chemische Zusammensetzung wurde laufend kontrolliert (s. Abbildungen III.4/1 und III.4/2).

Das Chlorid-Grubenwasser mußte zweimal ergänzt werden. Bei wiederholten Untersuchungen (s. Abschnitt III.5) wurde festgestellt, daß sich die Parameter der Lösungswasser-Analysen kaum voneinander unterschieden.

In der Tabelle III.4/1 sind die Wasser-Analysenmethoden und deren Nachweisgrenzen zusammengestellt.

Tabelle III.4/1 (Seite 1)
Wasser-Analysen im Labor
Analsenverfahren und Nachweisgrenzen

Parameter	Meßmethode (Norm)	Meßgerät	Erfassungs-grenze	
Farbe	DIN 38 404-C1-1			
Geruch	DEV B 1/2			
Temperatur	DIN 38 404-C4			
Wassergehalt	DIN 38 414-S2			
Gesamttrockenrückstand	DIN 38 409-H1			
Abdampfrückstand	DIN 38 409-H1			
Glührückstand	DIN 38 409-H1			
Leitfähigkeit	DIN 38 404-C8	Potentiometer	10	μScm^{-1}
pH-Wert	DIN 38 404-C5	Potentiometer		
Säurekapazität	DIN 38 409-H7-1/2	Titrimeter	0,1	mmol/l
Redoxspannung	DIN 38 404-C6	Potentiometer		
Sauerstoff	DIN 38 408-G21	Titrimeter	0,1	mg/l
Chlorid	DIN 38 405-D1-2	Titrimeter	10	mg/l
Sulfat	DIN 38 405-D5-2	Gravimetrisch	5	mg/l
Sulfit	DEV D6 1/2	Titrimeter	0,1	mg/l
Sulfid	DEV D7	Photometer	0,03	mg/l
Phosphat (ortho)	DIN 38 405-D11-2	Photometer	0,03	mg/l
Nitrat	photom.Na-Sal.	Photometer	0,5	mg/l
Nitrit	DIN 38 405-D10	Photometer	0,005	mg/l
Ammonium	elektrometrisch	Ionenmeter	0,05	mg/l
Fluorid	DIN 38 405-D4-1	Ionenmeter	0,005	mg/l
Bromid		Ionenchromatograph		
Bor	DIN 38 406-E22	ICP	0,01	mg/l
Cyanid (ges.)	DIN 38 405-D13-1	Photometer	0,01	mg/l
Cyanid (l.fr.)	DIN 38 405-D13-2	Photometer	0,01	mg/l

Tabelle III.4/1 (Seite 2)
Wasser-Analysen im Labor
Analsenverfahren und Nachweisgrenzen

Parameter	Meßmethode (Norm)	Meßgerät	Erfassungs-grenze
Natrium	DIN 38 406-E22	ICP	0,1 mg/l
Kalium	DIN 38 406-E22	ICP	0,5 mg/l
Magnesium	DIN 38 406-E22	ICP	0,05 mg/l
Calcium	DIN 38 406-E22	ICP	0,1 mg/l
Lithium	DIN 38 406-E22	ICP	0,05 mg/l
Strontium	DIN 38 406-E22	ICP	0,01 mg/l
Barium	DIN 38 406-E22	ICP	0,01 mg/l
Aluminium	DIN 38 406-E22	ICP	0,1 mg/l
Antimon	DIN 38 405-D18	AAS-Hydridsystem	0,001 mg/l
Arsen	DIN 38 405-D18	AAS-Hydridsystem	0,001 mg/l
Beryllium	DIN 38 406-E22	ICP	0,002 mg/l
Blei	DIN 38 406-E6-1	Flammen-AAS	0,05 mg/l
alternativ	DIN 38 406-E6-3	Graphitrohr-AAS	0,005 mg/l
Cadmium	DIN 38 406-E19-1	Flammen-AAS	0,005 mg/l
altermativ	DIN 38 406-E19-3	Graphitrohr-AAS	0,0005 mg/l
Chrom (ges.)	DIN 38 406-E22	ICP	0,01 mg/l
alternativ	DIN 38 406-E10-2	Graphitrohr-AAS	0,005 mg/l
Chrom IV	DIN 38 405-D24	Photometer	0,01 mg/l
Eisen	DIN 38 406-E22	ICP	0,1 mg/l
alternativ	DIN 38 406-E19-1	Flammen-AAS	0,01 mg/l
Mangan	DIN 38 406-E22	ICP	0,01 mg/l
alternativ	DIN 38 406-E19-1	Flammen-AAS	0,01 mg/l
Kobald	DIN 38 406-E22	ICP	0,01 mg/l
alternativ	DIN 38 406-E19-3	Graphitrohr-AAS	0,01 mg/l

Tabelle III.4/1 (Seite 3)
Wasser-Analysen im Labor
Analsenverfahren und Nachweisgrenzen

Parameter	Meßmethode (Norm)	Meßgerät	Erfassungs-grenze	
Kupfer	DIN 38 406-E22	ICP	0,01	mg/l
alternativ	DIN 38 406-E19-3	Graphitrohr-AAS	0,01	mg/l
Nickel	DIN 38 406-E22	ICP	0,05	mg/l
alternativ	DIN 38 406-E19-3	Graphitrohr-AAS	0,005	mg/l
Quecksilber	DIN 38 406-E12-3	Kaltdampf-AAS	0,0002	mg/l
Selen	DIN 38 406-D-23	AAS-Hydridsystem	0,001	mg/l
Thallium	DIN 38 406-E6-3	AAS L'vov-Plattf.	0,01	mg/l
Vanadium	DIN 38 406-E22	ICP	0,01	mg/l
Zink	DIN 38 406-E22	ICP	0,01	mg/l
altenativ	DIN 38 406-E8-1	Flammen-AAS	0,01	mg/l
Zinn	DIN 38 406-E22	ICP	0,5	mg/l
TOC	DIN 38 409-H3	IR-CO_2-Detektor	0,1	mg/l
Kohlenwasserstoffe	DIN 38 409-H18	IR-Gerät	0,1	mg/l
Phenol-Index o.Dest.	DIN 38 409-H16-1	Photometer	0,01	mg/l
Phenol-Index n.Dest.	DIN 38 409-H16-2	Photometer	0,01	mg/l
Polycyclen	LWA Schriften-reihe "Abfall-wirtschaft NRW" Nr. 13, 1987	HPLC (Gradientenelution mit CH_3OH/THF; 30°C)	1	ng/l
Halogen-KW, l.fl.	DIN 38 407-F4	GC-FID	1	µg/l
PCB	DEV F2	GC ECD	0,01	µg/l
PCDM	zus. m. PCB	GC ECD	1	µg/l
EOX	DIN 38 409-H8	Photometer	0,02	mg/l
CSB	DIN 38 409-H41	Titrimeter	15	mg/l

III.4.3 Eluat-Analysen

Die Angaben der Tabelle III.4/1 gelten auch für die Untersuchungen der Eluate im Rahmen der Auslaugungs-Versuche. Die bei den einzelnen Versuchen durchgeführten Analysen können den Ergebnis-Tabellen im Abschnitt III.5 entnommen werden.

III.4.4 Physikalische Analysen

Zur stofflichen Beschreibung und zur Beurteilung des Elutionsverhaltens von Abfallstoffen sind neben den chemischen auch physikalische Analysen erforderlich.

Die im Rahmen der abfalltechnischen Untersuchungen durchgeführten physikalischen Analysen sind in der Tabelle III.4/2 zusammengestellt. Wegen der besonders hohen Inhomogenität der Rückstände aus Müllverbrennungsanlagen wurden die Stoffproben der Abfallgruppe I besonders ausführlich auf die wichtigsten physikalischen Parameter untersucht. Innerhalb der übrigen Abfallgruppen wurden vorrangig der Wassergehalt und der Abdampfrückstand analysiert, außerdem konnte aus den Säulenversuchen grundsätzlich der Durchlässigkeitsbeiwert k_f errechnet werden. Auch die Korngrößenverteilung der Gesamtproben und der lungengängigen Anteile wurden bei den meisten Abfallstoffen als Grundlage für die bergbauhygienische Beurteilung untersucht.

III.4.5 Bergbauhygienische Untersuchungen

Zur Bewertung der Reststoffe hinsichtlich ihrer bergbauhygienischen Risiken wurden teilweise Korngrößenanalysen zur Untersuchung des lungengängigen Anteils durchgeführt. Der Feinststaubanteil der Stoffprobe aus der MVA Oberhausen wurde außerdem stellvertretend für die besonders interessierende Abfallgruppe I einer speziellen Schadstoff-Analyse unterzogen.

Tabelle III.4/2 Physikalische Untersuchungen

Untersuchungsparameter	Durchgeführte Analysen in Abfallgruppen						
	I	II	III	IV	V	VI	VII
Beschreibung der Probe:							
Beschaffenheit	+	-	-	-	-	-	-
Farbe	+	-	-	-	-	-	-
Geruch	+	-	-	-	-	-	-
Wassergehalt	+	+	+	+	+	+	+
Schüttdichte:							
einfache	+	-	-	-	-	-	-
Proctorköper							
vor Elution	+	+	+	+	+	-	+
nach Elution	+	-	+	+	-	+	-
Wasseraufnahme:							
b. einf. Schüttdichte	+	-	-	-	-	-	-
Proctork. n. Elution	+	-	-	-	-	-	-
Korngrößenverteilung:							
unlöslicher Anteil	+	-	-	-	-	-	-
Gesamtprobe	+	+	-	+	+	+	-
lungengängiger Anteil	+	+	-	+	+	+	-
k_f - Wert;							
berechnet nach Beyer	+	-	-	-	-	-	-
berechnet Säulentest	+	+	+	+	-	+	-
Kristalline Phasen							
vor der Elution	+	-	-	-	-	-	-
nach der Elution	+	-	-	-	-	-	-
Abdampfrückstand							
nach der Elution	+	+	+	+	-	+	+

III.5 Darstellung und Bewertung der Untersuchungs-Ergebnisse und Charakterisierung der untersuchten Abfälle

III.5.1 Abfallgruppe I
Rauchgasreinigungsrückstände aus Müllverbrennungsanlagen

III.5.1.1 Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben

Die Abfallgruppe I enthält Rauchgas-Reinigungs-Rückstände aus verschiedenen Müllverbrennungsanlagen:

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Stoffprobe I-B: Filterstaub MVA Essen-Karnap
Stoffprobe I-C: Filterstaub + Reaktionsrückstände MVA Düsseldorf

Stoffprobe I-A MVA Oberhausen

Die MVA Oberhausen verarbeitet Hausmüll, Sperrmüll und hausmüllähnliche Gewerbeabfälle aus den Städten Duisburg, Oberhausen, Dinslaken, Moers und Voerde mit rund 1,0 Mio Einwohnern. Träger und Betreiber der Anlage ist die Gemeinschafts-Müll-Verbrennungsanlage Niederrhein GmbH in Oberhausen.

Die durchgesetzte Müllmenge betrug im Jahre 1987	475 000 t/a
Als Rückstände fielen an:	
- Rostschlacke und Kesselasche	160 000 t/a
- Filterstaub	16 000 t/a
- Reaktionsrückstände (Filterkuchen)	2 000 t/a

Die bisher einstufige nasse Rauchgasreinigung soll durch eine zweite Stufe zur SO_2-Abscheidung ergänzt werden. Zur Zeit wird ein Großversuch mit einer Pilotanlage zur Aufbereitung des Filterstaubs unter Einsatz der sauren RGR-Rückstände nach dem 3R-Verfahren (DORA) der KfK Karlsruhe durchgeführt.

Stoffprobe I-B MVA Essen-Karnap

Die MVA Essen-Karnap entsorgt die Städte Bottrop, Essen, Gelsenkirchen, Gladbeck und Mülheim mit zusammen ca. 1,2 Mio Einwohnern. Träger und Betreiber der Anlage sind die Rheinisch-Westfälischen Elektrizitätswerke AG in Essen.

In der MVA Essen-Karnap wurde 1988 Hausmüll, Sperrmüll und hausmüllähnlicher Gewerbemüll in einer Menge von 592 000 t/a verbrannt. Hierbei fielen an:

- Rostschlacke und Kesselasche	200 000 t/a
(der Anteil der Kesselasche betrug 1,15 %)	
- Filterstaub	17 500 t/a
- Gipshaltige Reaktionsrückstände	2 400 t/a
- Kalkhaltiger Schlamm aus der Wasseraufbereitung	1 500 t/a

Ab 1990 soll die Kesselasche separat abgezogen und zusammen mit dem Filterstaub ausgetragen werden. Außerdem sind der Einbau eines 4. Kessels, eine Optimierung des Wäschers zur Verbesserung der SO_2-Abscheidung und mittelfristig eine NO_x-Reduktion vorgesehen.

Stoffprobe I-C MVA Düsseldorf

Die MVA Düsseldorf verarbeitet Hausmüll, Sperrmüll und hausmüllähnliche Gewerbe- und Industrieabfälle aus Düsseldorf, Mettmann, Erkerath, Haan und Gruiten mit zusammen ca. 700 000 Einwohnern.

Die bereits 1965 erstmals in Betrieb genommene Anlage wurde mehrfach und wird zur Zeit noch laufend verbessert und erweitert. Nach Abschluß dieser Arbeiten wird die Verbrennungskapazität ca. 450 000 t/a betragen. Aktuelle Mengenbilanzen liegen nicht vor.

Die Rauchgasreinigung der MVA Düsseldorf erfolgt nach dem Quasitrocken-Verfahren (Babcock). Es ist geplant, der MVA eine Sortieranlage für Gewerbeabfälle vorzuschalten. Außerdem ist eine zweite Wäscherstufe vorgesehen.

Die Probe I-C wurde am Elektrofilter hinter dem Sprühabsorber der Quasitrocken-Reinigung entnommen. Sie enthält somit die gesamten Rauchgasreinigungs-Rückstände der MVA Düsseldorf.

III.5.1.2 Stoffanalysen

Zur Ermittlung der Stoffzusammensetzung der Abfälle aus der Gruppe I wurden die Proben chemischen und physikalischen Analysen unterzogen.

Chemische Stoffanalysen

a) Substanzanalysen

Die Proben I-A, I-B und I-C wurden auf ihre Inhaltsstoffe untersucht. Die Metalle wurden im Königswasseraufschluß analysiert.

Es wurden jeweils 2 Substanzanalysen im Abstand von ca. 3 Monaten durchgeführt. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/1 bis III.5/3 zusammengestellt.

Die Werte der Einzeluntersuchungen (Probe 1 und 2) liegen innerhalb üblicher Schwankungsbereiche und können zu Durchschnittswerten gemittelt werden.

Die Durchschnittswerte zeigen erwartungsgemäß signifikante Unterschiede zwischen dem Mittelwert der Proben I-A und I-B (Filterstaub allein) einerseits und dem Durchschnittswert der Probe I-C (Filterstaub + RGR-Rückstände) andererseits.

So sind z.B. die Konzentrationen aller untersuchten Metalle (mit Ausnahme von Quecksilber) in den reinen Filterstäuben etwa 2,5 bis 4,5 mal höher als in der Mischprobe I-C aus Düsseldorf. Nur der Quecksilbergehalt ist in der Probe I-C um ca. 70 % höher als im Durchschnitt der Proben I-A und I-B. Diese Unterschiede können nur zum Teil auf die "Verdünnung" des Filterstaubes durch die RGR-Reaktionsrückstände der quasitrockenen Abgaswäsche der MVA Düsseldorf zurückgeführt werden.

Tabelle III.5/1
Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Substanzanalysen

Parameter	Analysenwerte Probe 1	Probe 2	Durchschnitt Probe 1 + 2
Unlösliches %		50,6	50,6
Stoffe mg/kg TS:			
Chlorid (H_2O-A)	38700	30800	34750
Sulfat (HCl-A)	96200	57900	77050
Sulfid		1,7	1,7
Phosphat		8250	8250
Nitrat		<10	<10
Nitrit		4,6	4,6
Ammonium NH_4^+	173	45,8	109
Fluorid	494	305	400
Cyanid ges.	<0,05		<0,05
Cyanid l.fr.	<0,05		<0,05
Bor	191	180	185,5
Natrium	24600	18150	21775
Kalium	38260	26400	32330
Calcium	116750	99600	108175
Magnesium	12070	12300	12185
Lithium	79	64	71,5
Strontium	272	280	276
Barium	168	100	134
Eisen		24200	24200
Mangan		1220	1220
Kupfer	844	635	740
Zink	18200	12300	15250
Nickel	188	260	224
Chrom ges.	224	200	212
Chromat VI	<1		<1
Cadmium	237	220	228,5
Quecksilber	0,6	0,61	0,6
Silber		20	20
Blei	5960	4520	5240
Zinn	996	735	865
Arsen	32	19,8	25,9
Aluminium	45000	41700	43375
Antimon	330	250	290
Beryllium	4,4	1,7	3,1
Kobalt	23	21	22
Selen	10	0,078	??
Thallium	4,0	3,7	3,9
Vanadium	51	55	53
PAK	0,062	0,021	0,04
Phenol	<0,5		<0,5
Kohlenwasserst.	<0,1		<0,1
PCB	$<1 \cdot 10^{-6}$		$<1 \cdot 10^{-6}$
PCDM	$<10 \cdot 10^{-3}$		$<10 \cdot 10^{-3}$
EOX		20	20

Leerstelle: nicht analysiert

Tabelle III.5/2
Stoffprobe I-B: Filterstaub MVA Essen-Karnap
Substanzanalysen

Parameter	Analysenwerte Probe 1	Probe 2	Durchschnitt
Unlösliches %		51,9	51,9
Stoffe mg/kg TS:			
Chlorid (H_2O-A)	44848	42500	43674
Sulfat (HCl-A)	71447	63980	67714
Sulfid	1,14	0,93	1,04
Phosphat		21900	21900
Nitrat		<10	<10
Nitrit		5,8	5,8
Ammonium NH_4^+	187	54,6	121
Fluorid	318	345	332
Cyanid ges.	<0,05		<0,05
Cyanid l.fr.	<0,05		<0,05
Bor	175	320	247,5
Natrium	23640	22030	22835
Kalium	39600	33070	36335
Calcium	111180	98500	104840
Magnesium	11033	11500	11266
Lithium	74	71	72,5
Strontium	266	270	268
Barium	244	110	177
Eisen		17700	17700
Mangan		775	775
Kupfer	657	595	626
Zink	17270	15500	16385
Nickel	114	90	102
Chrom ges.	162	130	146
Chromat VI	<1		<1
Cadmium	246	295	270,5
Quecksilber	12,9	8,7	10,8
Silber		21	21
Blei	5582	5630	5606
Zinn	1235	1150	1193
Arsen	41	22	31,5
Aluminium	47940	45500	46720
Antimon	374	370	372
Beryllium	5,1	1,8	3,5
Kobalt	27	25	26
Selen	10,5	0,098	??
Thallium	5,3	3,0	4,15
Vanadium	60	58	59
PAK	0,062	0,023	0,05
Phenol	<0,5		<0,5
Kohlenwasserst.	<0,1		<0,1
PCB	$<1 \cdot 10^{-6}$		$<1 \cdot 10^{-6}$
PCDM	$<10 \cdot 10^{-3}$		$<10 \cdot 10^{-3}$
EOX		20	20

Leerstelle: nicht analysiert

Tabelle III.5/3
Stoffprobe I-C: Rauchgasreinigungs-Rückstände MVA Düsseldorf
Substanzanalysen

Parameter	Analysenwerte Probe 1	Probe 2	Durchschnitt
Unlösliches %		51,9	51,9
Stoffe mg/kg TS:			
Chlorid (H_2O-A)	120420	76900	99660
Sulfat (HCl-A)	7602	31050	19326
Sulfid	1,71	<0,1	0,91
Phosphat		4980	4980
Nitrat		<10	<10
Nitrit		22,6	22,6
Ammonium NH_4^+	152	46,1	99
Fluorid	370	425	397,5
Cyanid ges.	<0,05		<0,05
Cyanid l.fr.	<0,05		<0,05
Bor	107	79	93
Natrium	14195	13150	13673
Kalium	7840	6940	7390
Calcium	348860	339400	344130
Magnesium	7550	7310	7430
Lithium	85	18	51,5
Strontium	213	180	196,5
Barium	576	325	450,5
Eisen		6390	6390
Mangan		425	425
Kupfer	234	235	234,5
Zink	4550	4160	4355
Nickel	52	38	45
Chrom ges.	74	69	71,5
Chromat VI	<1		<1
Cadmium	60	75	67,5
Quecksilber	4,5	4,9	4,7
Silber		22	22
Blei	1450	1510	1480
Zinn	254	205	229,5
Arsen	5,4	6,6	6,0
Aluminium	12500	10800	11650
Antimon	339	375	357
Beryllium	1,5	0,6	1,1
Kobalt	11	4,3	7,7
Selen	4,2	0,026	??
Thallium	0,7	<0,6	0,65
Vanadium	15	16	15,5
PAK	0,393	0,013	0,21
Phenol	<0,5		<0,5
Kohlenwasserst.	<0,1		<0,1
PCB	$<1 \cdot 10^{-6}$		$<1 \cdot 10^{-6}$
PCDM	$<10 \cdot 10^{-3}$		$<10 \cdot 10^{-3}$
EOX		18	18

Leerstelle: nicht analysiert

b) Untersuchungen auf polychlorierte Kohlenwasserstoffe

Auf Veranlassung des Landesamtes für Wasser und Abfall Nordrhein-Westfalen wurden in dem dortigen Labor die Proben der Abfallgruppe I auf ihren Gehalt an polychlorierten Kohlenwasserstoffen untersucht.

Die Tabelle III.5/4 enthält die Ergebnisse der Analysen im Bereich der **polychlorierten Biphenyle** (PCB) und ähnlichen Stoffen.

Tabelle III.5/4
Stoffproben Abfallgruppe I
Untersuchung auf polychlorierte Biphenyle (PCB),
Octachlorstyrol und Hexachlorbenzol. Ergebnisse in µg/kg

Parameter	Probe I-A	Probe I-B	Probe I-C
PCB 28, 52, 101, 153, 138, 180 jeweils	< 1	< 1	< 1
Octachlorstyrol	< 1	< 1	< 1
Hexachlorbenzol	1,7	11	< 1

Anmerkungen:
Analysenverfahren für PCB analog DEV F2
2 Extraktionsverfahren parallel:
1) Soxhletextraktion mit Hexan 20 h (alle Parameter)
2) Aufschluß mit 2 N HCl und Soxhletextraktion mit Toluol (PCB)
Wiederfindung 1) und 2): 80 bis 100 %

Mit Ausnahme der etwas erhöhten Werte für Hexachlorbenzol in den Proben I-A und I-B sind keine Auffälligkeiten im Bereich der PCB und ähnlichen Verbindungen festzustellen.

Die Ergebnisse der Untersuchungen auf **aliphatische polychlorierte Kohlenwasserstoffe** sind in der Tabelle III.5/5 enthalten. Hierbei fallen lediglich die erhöhten Werte für Frigen in den Proben I-A und I-B etwas aus dem Rahmen, im übrigen liegen alle Werte in der gleichen Größenordnung

Tabelle III.5/5
Stoffproben Abfallgruppe I
Untersuchung auf polychlorierte aliphatische Kohlenwasserstoffe
Ergebnisse in µg/kg

Parameter	Probe I-A	Probe I-B	Probe I-C
Dichlormethan	12	12	7,5
Trichlormethan	15	17	12
Tetrachlormethan	0,4	0,4	0,2
1,2-Dichlorethan	<1	<1	<1
1,1,1-Trichlorethan	0,9	1,5	0,6
Trichlorethen	0,3	0,1	0,8
Tetrachlorethen	1,2	0,1	0,4
Frigen 113	140	150	45

Die Ergebnisse der Untersuchungen auf **polychlorierte Dibenzodioxine und -furane** in der Tabelle III.5/6 zeigen die in Filterstäuben und Reaktionsprodukten aus Hausmüllverbrennungsanlagen üblicherweise angetroffenen Werte. Das TCDD-Äquivalent (BGA) betrug bei den Untersuchungen zwischen 2,9 µg TE/kg TS in der Probe I-B und 17 µg TE/kg TS in der Probe I-A. An dieser Stelle sei vermerkt, daß die Erforschung der PCDD/PCDF-Problematik zur Zeit in vollem Gange ist. Mittelfristig kann mit einer drastischen Reduzierung der Konzentrationen dieser Stoffe in den RRR-Produkten sowohl durch Präventiv- als auch durch technische Maßnahmen (z.B. 3R-Verfahren nach Vogg; Hagenmaier-Verfahren u.a.) gerechnet werden.

Tabelle III.5/6

Stoffproben Abfallgruppe I

Untersuchung auf polychlorierte Dibenzodioxine und -furane

Ergebnisse in µg/kg

Parameter			Probe I-A	Probe I-B	Probe I-C
2,3,7,8	Tetra-CDD		<0,05	0,26	0,22
Summe	Tetra-CDD	(22)	6,2	4,6	4,1
1,2,3,7,8	Penta-CDD		4,6	0,97	1,7
Summe	Penta-CDD	(14)	41	4,5	16
1,2,3,4,7,8	Hexa -CDD		6,2	0,61	1,2
1,2,3,6,7,8	Hexa -CDD		<0,05	<0,05	1,7
1,2,3,7,8,9	Hexa -CDD		9,5	0,92	<0,05
Summe	Hexa -CDD	(10)	110	10	21
1,2,3,4,6,7,8	Hepta-CDD		130	8,9	12
Summe	Hepta-CDD	(2)	240	17	22
1,2,3,4,6,7,8,9	Octa -CDD	(1)	200 *	19	15
2,3,7,8	Tetra-CDF		<0,05	<0,05	<0,05
Summe	Tetra-CDF	(38)	63	47	48
1,2,3,7,8 / 1,2,3,4,8	Penta-CDF #		4,9	2,3	<0,05
2,3,4,7,8	Penta-CDF		6,1	<0,05	3,0
Summe	Penta-CDF	(28)	77	29	37
1,2,3,4,7,8 / 1,2,3,4,7,9	Hexa -CDF #		35	2,4	10
1,2,3,6,7,8	Hexa -CDF		23	3,6	6,6
1,2,3,7,8,9	Hexa -CDF		<0,05	0,21	0,72
2,3,4,6,7,8	Hexa -CDF		18	1,9	4,0
Summe	Hexa -CDF	(16)	170	25	47
1,2,3,4,6,7,8	Hepta-CDF		91	6,9	14
1,2,3,4,7,8,9	Hepta-CDF		9,3	0,62	1,3
Summe	Hepta-CDF	(4)	170	9,7	20
1,2,3,4,6,7,8,9	Octa -CDF	(1)	44	1,9	4,5
TCDD-Äquivalent (BGA)			17	2,9	4,9

( ): theoretisch mögliche Anzahl der Isomeren

\# : lassen sich mit der SP2331 (60 m) nicht trennen

* : bezogen auf OCDF-Standard

Physikalische Untersuchungen

a) Physikalische Stoffanalysen

Die Ergebnisse der physikalischen Stoffanalysen sowie die Angaben über das Verhalten der Stoffproben gegenüber der Einwirkung von Säuren, Laugen und Wasser zur weiteren Charakterisierung der Abfallproben sind in der Tabelle III.5/7 zusammengestellt.

Im Gegensatz zu den beiden Filterstäuben I-A und I-B, die beide nahezu neutrale Reaktion zeigen, ist die aus den gesamten Rauchgasreinigungsrückständen (RRR) der MVA Düsseldorf bestehende Stoffprobe I-C stark alkalisch. In den übrigen Parametern wurden keine signifikanten Unterschiede festgestellt.

b) Wasseraufnahmevermögen und Wasserdurchlässigkeit

In der Tabelle III.5/8 sind die Ergebnisse der Untersuchungen über das Wasseraufnahmevermögen und die Wasserdurchlässigkeit (Beiwert k_f) eingetragen. Das Wasseraufnahmevermögen der Probe I-C war in beiden untersuchten Fällen (einfache Schüttdichte bzw. Proctorkörper) etwas geringer als bei den vergleichbaren Proben I-A und I-B. Besonders deutliche Unterschiede zeigten sich bei der Berechnung der Durchlässigkeitsbeiwerte k_f. Diese Werte lagen in der Probe I-C aus Düsseldorf bei den Druckelutionen mit Wasser (10^{-8} m/s) und mit Cl-Wasser (10^{-9} m/s) um eine bzw. zwei Zehnerpotenzen niedriger als bei den Proben aus Oberhausen und Essen-Karnap. Eine Erklärung für das abweichende Verhalten der Probe I-C geben auch die qualitativen Ergebnisse der Untersuchungen auf kristalline Phasen (s. Tabelle III.5/9 sowie Abb. III.5/1 bis III.5/5 im Amhang). Hier zeigt das RRR-Gemisch aus Düsseldorf u.a. einen hohen Anteil an Calciumchloridhydrat, der offenbar für den auch bei den Elutionsversuchen festgestellten "Verschluß" dieser Stoffprobe mit verantwortlich ist.

Tabelle III.5/7

Stoffproben Abfallgruppe I

Physikalische Stoffanalysen

Parameter		I-A	I-B	I-C
Beschaffenheit		staubförmig	staubförmig	staubförmig
Farbe		hellgrau	grau	hellgrau
Geruch		ohne	ohne	ohne
pH-Wert		7,86	6,99	12,12
Wassergehalt	%	0,0	0,0	1,11
Trockensubstanz	%	100,03	100,04	98,89
Glühverlust	%	2,18	4,95	5,88
Glührückstand	%	97,82	95,05	94,12
Kohlenstoff, org.	%	1,054	2,673	0,535
Kohlenstoff, anorg.	%	0,436	0,395	1,233
Kohlenstoff, ges.	%	1,490	3,068	1,768
Verh. geg. Schwefelsäure (10 Gew.-%). Gew.Verh. 1 Abf.+ 10 Säure:				
Wärmetönung		schw. exoth.	schw. exoth.	exotherm
Gasentwicklung		positiv	positiv	positiv
Löslichkeit		mäßig	mäßig	mäßig
Geruchsentbindung		s.schw. H_2S	schw. H_2S	ohne
Gasf. Reakt.-Produkte		CO_2, SO_2	CO_2, SO_2	SO_2, CO_2
Verh. geg. Natronlauge (10 Gew-%) Gew.Verh. 1 Abf. + 10 NaOH:				
Wärmetönung		keine	keine	keine
Gasentwicklung		keine	keine	keine
Löslichkeit		keine	keine	keine
Geruchsentbindung		keine	keine	keine
Gasf. Reakt.-Produkte		keine	keine	keine
Verh. beim Anteigen mit Wasser:				
Sichtbare Reaktionen		keine	keine	keine
Verh. beim Lösen in Wasser Verhältnis 1 Abfall + 10 Wasser:				
Sichtbare Reaktionen		keine	keine	keine

Tabelle III.5/8
Stoffproben Abfallgruppe I
Bestimmung des Wasseraufnahmevermögens und des Durchlässigkeitsbeiwertes k_f

	I-A	I-B	I-C
Wasseraufnahmevermögen Einfache Schüttdichte (Gefäßvolumen: 500 ml)			
Einwaage g	320,5	346,0	242,5
Schüttdichte kg/l	0,64	0,69	0,49
Wasseraufnahme ml	286	271	277,5
Wasseraufnahme Vol.%	57	54	56
Wasseraufnahme Gew.%	47	44	53
Proctorkörper (Körpervolumen: 762 ml)			
Einwaage g	774	830	593
Schüttdichte kg/l	1,02	1,09	0,78
Wasseraufnahme ml	420	410	580
Wasseraufnahme Vol.%	55	54	76
Wasseraufnahme Gew.%	35	33	49
Durchlässigkeitsbeiwert k_f 10^{-7} m/s			
Im unlöslichen Anteil	7,0	3,0	<0,09
Im Säulentest Wasser	7,0	3,5	0,2
Im Säulentest SO_4-Wasser	8,0	3,0	2,0
Im Säulentest Cl -Wasser	4,5	3,0	0,05

Tabelle III.5/9
Stoffproben Abfallgruppe I
Mittels Röntgenbeugungs identifizierbare kristalline Phasen

Kristalline Phase		I-A	I-B	I-C	B* 5000
Quarz	SiO2	>50	>50	x	x
Halit	NaCl	<5	5-10	<5	20-50
Sylvin	KCl	<5	5-10	x	
Calcit	CaCO3	<5	<5	<5	x
Anhydrit	CaSO4	5-10	<5	<5	<5
Gips	CaSO4x2H2O	-	-	-	
Portlandit	Ca(OH)2	-	-	20-50	>50
Calciumchloridhydrat	CaCl2xCa(OH)2xH2O	-	-	20-50	
Goethit	- FeOOH	-	-	-	
Hämatit	- Fe2O3	-	x	-	
Ca-Fluorid	CaF2	(x)	-	(x)	
Graphit	C	(x)	(x)	(x)	(x)

* B 5000 : dreigeteilter Proctorkörper nach dem Langzeitversuch I-A
x bzw.(x): qualitativ nachgewiesen

c) Korngrößenverteilung

Die Stoffproben I-A, I-B und I-C wurden einer Korngrößenanalyse mittels Laser-Particle-Sizer (Fa. Fritsch Analysette 22) in Methanol unterzogen. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III-5/10 bis III.5/12 zusammengestellt. Die Abbildungen (Anhang) III.5/6 bis III.5/8 enthalten die Darstellungen der Häufigkeitsverteilung und die Summenkurven der Korngrößengruppen.

Die Ergebnisse der Proben I-A und I-B ähneln sich. Der etwas höhere Anteil der Korngrößen zwischen 100 und 500 µm im Filterstaub der MVA Oberhausen gegenüber dem Filterstaub der MVA Essen-Karnap spiegelt sich in dem höheren Mittelwert der Probe I-A (92,26 µm gegenüber 77,62 µm in I-B) wieder. Demgegenüber ist das RRR-Gemisch I-C aus der MVA Düsseldorf mit einem Mittelwert von 67,59 µm insgesamt feinkörniger, die Sieblinie (Summenkurve) dieser Probe ist deutlich nach links verschoben. Der Feinkornanteil < 5 µm ist in allen drei Proben mit 4,9 bis 5,4 % etwa gleich hoch.

Zur Bestimmung der Kornzusammensetzung des wasserunlöslichen Anteils der Stoffe der Abfallgruppe I wurden die Proben einer kombinierten Sieb-/Schlämm-Analyse nach DIN 18 123, V 1971, unterzogen. Dabei wurden die Fraktionen

> 630 µm
630 - 200 µm
200 - 63 µm

zunächst durch Naßsiebung abgetrennt. Danach wurden die weiteren Fraktionen

63 - 20 µm
20 - 6 µm
6 - 2 µm
< 2 µm

durch Schlämmen im Atterbergzylinder separiert. Zur Verhinderung von Koagulationen der Partikel wurden die Fraktionen im angesäuerten Milieu geschlämmt. Die Einzelfraktionen wurden bei 40 °C getrocknet.

Die Ergebnisse der kombinierten Sieb-/Schlämm-Analysen sind in der Tabelle III.5/13 sowie in der Abbildung (Anhang) III.5/9 dokumentiert. Bei der Summe der Gewichte der Einzelfraktionen ergaben sich deutliche Abweichungen gegenüber der Ausgangsprobe von 20 g. Unter Berücksichtigung eines durchschnittlichen, verfahrenstypischen Siebverlustes von 3 % verblieben in den Fraktionen folgende Restmengen:

Fraktionen der Probe I-A	83 %
Fraktionen der Probe I-B	77 %
Fraktionen der Probe I-V	44 %

Die erstellten Summenkurven beziehen sich daher auf das Gesamtgewicht der unlöslichen Substanzanteile der jeweiligen Proben. Die Kurven zeigen sehr ähnliche Verläufe. Auch bei dieser Untersuchung war die Probe I-A (MVA Oberhausen) relativ am gröbsten, während die Probe I-C (MVA Düsseldorf) den höchsten Feinanteil enthielt.

Tabelle III.5/10
Stoffprobe I-A Filterstaub MVA Oberhausen
Korngrößenverteilung mit Laser-Particle-Sizer in Methanol
(Fritsch Analysette 22)

Kornklassen (mikrometer) untere	Mittel	obere	Häufigkeit %	Summe %
4,2	4,9	5,3	5,09	5,1
5,3	5,6	6,0	1,53	6,6
6,0	6,5	6,9	1,54	8,2
6,9	7,4	7,9	1,55	9,7
7,9	8,5	9,1	1,57	11,3
9,1	9,7	10,4	1,62	12,9
10,4	11,1	12,0	1,73	14,6
12,0	12,8	13,7	1,94	16,6
13,7	14,6	15,7	2,18	18,7
15,7	16,8	18,0	2,38	21,1
18,0	19,2	20,6	2,67	23,8
20,6	22,0	23,7	3,07	26,9
23,7	25,3	27,1	3,41	30,3
27,1	29,0	31,1	3,70	34,0
31,1	33,2	35,7	4,03	38,0
35,7	38,1	40,9	4,35	42,4
40,9	43,6	46,8	4,65	46,9
46,8	50,0	53,6	4,40	51,3
53,6	57,2	61,4	4,26	55,6
61,4	65,6	70,3	3,98	59,5
70,3	75,0	80,5	4,00	63,5
80,5	86,0	92,4	4,20	67,7
92,4	98,9	106,4	3,76	71,5
106,4	113,8	122,9	2,68	74,2
122,9	132,0	143,3	2,14	76,3
143,3	154,5	168,3	3,55	79,9
168,3	182,1	200,4	5,40	85,3
200,4	218,7	243,2	5,49	90,8
243,2	267,8	305,2	4,33	95,1
305,2	352,7	408,1	2,58	97,7
407,1	473,4	604,1	2,30	100,0

Mittelwert : 92,26 µm
Standardabweichung: 101,95 µm
Meßzuverlässigkeit: 98,0 %

Feste Partikelgrößen (Rückstand):

1,04 % < 1,00 µm
2,07 % < 2,00 µm
5,29 % < 5,00 µm
13,24 % < 10,00 µm
24,63 % < 20,00 µm

Tabelle III.5/11
Stoffprobe I-B Filterstaub MVA Essen-Karnap
Korngrößenverteilung mit Laser-Particle-Sizer in Methanol
(Fritsch Analysette 22)

Kornklassen (mikrometer) untere	Mittel	obere	Häufigkeit %	Summe %
4,2	4,9	5,3	5,38	5,4
5,3	5,6	6,0	1,86	7,2
6,0	6,5	6,9	1,89	9,1
6,9	7,4	7,9	1,92	11,1
7,9	8,5	9,1	1,95	13,0
9,1	9,7	10,4	2,06	15,1
10,4	11,1	12,0	2,20	17,3
12,0	12,8	13,7	2,46	19,7
13,7	14,6	15,7	2,72	22,4
15,7	16,8	18,0	2,98	25,4
18,0	19,2	20,6	3,28	28,7
20,6	22,0	23,7	3,67	32,4
23,7	25,3	27,1	4,04	36,4
27,1	29,0	31,1	4,30	40,7
31,1	33,2	35,7	4,81	45,5
35,7	38,1	40,9	5,03	50,5
40,9	43,6	46,8	4,85	55,4
46,8	50,0	53,6	4,73	60,1
53,6	57,2	61,4	4,78	64,9
61,4	65,6	70,3	4,48	69,4
70,3	75,0	80,5	4,00	73,4
80,5	86,0	92,4	3,16	76,5
92,4	98,9	106,4	2,56	79,1
106,4	113,8	122,9	2,24	81,3
122,9	132,0	143,3	1,80	83,1
143,3	154,5	168,3	2,25	85,4
168,3	182,1	200,4	2,76	88,1
200,4	218,7	243,2	3,10	91,2
243,2	267,8	305,2	3,92	95,2
305,2	352,7	408,1	3,11	98,3
407,1	473,4	604,1	1,73	100,0

Mittelwert : 77,62 µm
Standardabweichung: 96,79 µm
Meßzuverlässigkeit: 98,3 %

Feste Partikelgrößen (Rückstand):

1,10 % < 1,00 µm
2,19 % < 2,00 µm
5,61 % < 5,00 µm
15,49 % < 10,00 µm
29,73 % < 20,00 µm

Tabelle III.5/12
Stoffprobe I-C Rauchgasreinigungs-Rückstände MVA Oberhausen
Korngrößenverteilung mit Laser-Particle-Sizer in Methanol
(Fritsch Analysette 22)

Kornklassen (mikrometer) untere	Mittel	obere	Häufigkeit %	Summe %
4,2	4,9	5,3	4,92	4,9
5,3	5,6	6,0	2,07	7,0
6,0	6,5	6,9	2,13	9,1
6,9	7,4	7,9	2,20	11,3
7,9	8,5	9,1	2,26	13,6
9,1	9,7	10,4	2,52	16,1
10,4	11,1	12,0	2,76	18,9
12,0	12,8	13,7	3,05	21,9
13,7	14,6	15,7	3,41	25,3
15,7	16,8	18,0	3,75	29,1
18,0	19,2	20,6	4,01	33,1
20,6	22,0	23,7	4,29	37,4
23,7	25,3	27,1	4,45	41,9
27,1	29,0	31,1	4,70	46,6
31,1	33,2	35,7	4,84	51,4
35,7	38,1	40,9	4,84	56,3
40,9	43,6	46,8	4,71	61,0
46,8	50,0	53,6	4,49	65,5
53,6	57,2	61,4	4,21	69,7
61,4	65,6	70,3	3,87	73,6
70,3	75,0	80,5	3,53	77,1
80,5	86,0	92,4	3,16	80,3
92,4	98,9	106,4	2,81	83,1
106,4	113,8	122,9	2,14	85,2
122,9	132,0	143,3	1,59	86,8
143,3	154,5	168,3	1,87	88,7
168,3	182,1	200,4	2,19	90,8
200,4	218,7	243,2	2,54	93,4
243,2	267,8	305,2	2,92	96,3
305,2	352,7	408,1	2,06	98,3
407,1	473,4	604,1	1,65	100,0

Mittelwert : 67,59 µm
Standardabweichung: 89,71 µm
Meßzuverlässigkeit: 98,1 %

Feste Partikelgrößen (Rückstand):

1,00 % < 1,00 µm
2,00 % < 2,00 µm
5,18 % < 5,00 µm
16,64 % < 10,00 µm
34,24 % < 20,00 µm

Tabelle III.5/13

Stoffproben Abfallgruppe I

Korngrößenverteilung des wasserunlöslichen Anteils

Bestimmung durch Sieben und Schlämmen nach DIN 18 123, V 1971

Korngröße µm	Stoffprobe I-A			Stoffprobe I-B			Stoffprobe I-C		
	Gewicht g	Gewicht %	Σ Gewicht %	Gewicht g	Gewicht %	Σ Gewicht %	Gewicht g	Gewicht %	Σ Gewicht %
> 630	0,15	0,9	100,0	0,16	1,1	100,0	0,28	3,3	100,0
630 - 200	4,32	26,9	99,1	3,79	25,5	98,9	1,15	13,5	96,7
200 - 63	7,65	47,7	72,2	6,51	43,8	73,4	4,52	52,9	83,2
63 - 20	1,38	8,6	24,5	1,54	10,3	29,6	0,62	7,3	30,3
20 - 6	1,39	8,7	15,9	1,50	10,1	19,3	0,69	8,1	23,0
6 - 2	0,24	1,5	7,2	0,32	2,1	9,2	0,14	1,6	14,9
< 2	0,92	5,7	5,7	1,06	7,1	7,1	1,14	13,3	13,3
Summe	16,05	100,0		14,88	100,0		8,54	100,0	

III.5.1.3 Lösungswasser-Analysen

Für die Durchführung der Elutionen wurden zunächst zwei verschiedene geogene Grubenwasser-Typen ausgewählt und beprobt:

- Sulfathaltiges Grubenwasser aus der Wasserhaltung der Zeche Carolinenglück ("SO_4-Wasser");
- Chloridhaltiges Grubenwasser aus der Zeche Consolidation, Schacht 4, 11. Sohle in ca. 1210 m Teufe ("Cl-Wasser").

Die Grubenwässer wurden mehrfach auf ihre Inhaltstoffe untersucht. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/14 (Cl-Wasser) und III.5/15 (SO_4-Wasser) zusammengestellt.

Auf die Anwendung des **Sulfat-Wassers** wurde im Verlauf der Elutions-Versuche verzichtet, da eine Verbringung von Abfällen in diesen relativ geringen Tiefenbereichen ausgeschlossen werden kann.

Das **Chlorid-Grubenwasser** ist praktisch frei von Sulfat, Sulfit und Sulfid. Die Chloride (ca. 150000 mg/l) liegen offenbar hauptsächlich als Na-, Ca-, Ka- und Mn-Salze vor. Die elektrische Leitfähigkeit lag über der Meßgrenze von 200000 µS/cm.

Signifikant hoch sind in dem Chlorid-Grubenwasser die Konzentrationen einiger Metalle, wie Eisen, Mangan und Zink sowie von Barium, Lithium, Strontium und Bor. Sehr hoch ist auch der Ammonium-Gehalt mit 116 mg/l. Die umweltrelevanten Schwermetalle Blei, Cadmium und Quecksilber sind in dem Grubenwasser dagegen eher unterrepräsentiert.

Tabelle III.5/14
Blatt 1

Lösungswasser

Chlorid-Grubenwasser Zeche Consolidation
Schacht 4, 11. Sole, ca. 1210 m

Entnahmedatum		31.08.88				14.12.88
Beprobungsdatum		31.08.88	05.09.88	26.10.88	29.10.88	14.12.88
Farbe		farblos	farblos	farblos	farblos	farblos
Geruch		ohne	ohne	dumpfig	ohne	dumpfig
Temperatur	°C	56	51		53	56,2
Abdampfrückstand	mg/l		237000			>200000
El. Leitfähigk.	mS/cm	213+	>200	>200	>200	>200
pH-Wert		5,05+	5,06	3,58	3,89	5,43
Säurekap. K_S 8,2	mmol/l		0		0	0
Säurekap. K_S 4,3	mmol/l		2,2		0	2,3
Redoxspannung	mV	+186	+223	+481	+436	+235
Sauerstoff	mg/l	0,1	1,2			n.v.
Stoffe in mg/l:						
Chlorid		128400+	146000	143000	150000	148000
Sulfat		78+	100	<5	<5	<5
Sulfit						2,6
Sulfid						0,03
O-Phosphat			<0,03			0,03
Nitrat		<5+				0,5
Nitrit		<1+				0,02
Ammonium			136	24,7	11, 2	116
Fluorid			0,1			0,21
Bromid		156+				150+
Bor			5,08		4,54	5,0
Cyanid gesamt			<0,01			<0,01
Cyanid l.fr.			<0,01			<0,01
Natrium			76200	71000	81700	75500
Kalium			1670	1125	1270	1255
Magnesium			1550	1405	1578	1640
Calcium			10800	10350	11800	11300
Lithium			157		138	193
Strontium			785	615	700	581
Barium		44+	27,5	25,3	18,4	16,1

Tabelle III.5/14
Blatt 2

Lösungswasser

Chlorid-Grubenwasser Zeche Consolidation
Schacht 4, 11. Sole, ca. 1210 m

Entnahmedatum		31.08.88				14.12.88
Beprobungsdatum		31.08.88	05.09.88	26.10.88	29.10.88	14.12.88
Stoffe in mg/l (Fortsetzung)						
Eisen		90+Fe^{++}	66	13,4	7,7	88 Fe^{++}
Mangan			7,4	7,2	4,6	9,2
Kupfer			0,05		0,12	0,08
Zink			3,0		3,19	4,43
Nickel			<0,05			<0,05
Chrom gesamt			<0,01		0,03	<0,01
Chromat VI			<0,01			<0,01
Cadmium			0,006		<0,005	0,009
Quecksilber			<0,0002			<0,0002
Blei			0,12		0,05	0,22
Arsen			<0,001			0,002
Aluminium						3,6
Antimon			<0,001		0,001	0,001
Beryllium			<0,002			0,002
Kobalt			0,01		<0,01	<0,01
Selen			<0,001			<0,001
Thallium			n.b.			n.b.
Vanadium			0,12		0,05	0,13
Zinn			0,9		<0, 1	0,3
TOC *	mg/l		0,1+			
Kohlenwasserst.	mg/l		<0,1			<0,1
Phenole gesamt	mg/l		0,042			0,03
Polycyclen	µg/l		0,094			0,005
CKW	µg/l		<0,1			<0,1
PCB	µg/l		<0,01			<0,01
PCDM 141 (Ugilec)	µg/l		<1,0			<1,0
Aromat. KW	µg/l					<5
Kohlensäure	µg/l	530+				

+ Analysen der RUB, Abt. Hydrogeologie
* Ergebnisse gestört durch hohen Chloridgehalt

Leerstelle: nicht analysiert
n.b.: nicht bestimmbar
n.v.: nicht vorhanden

Tabelle III.5/15
Blatt 1

Lösungswasser

Sulfat-Grubenwasser Zeche Carolinenglück, Wasserhaltung

Entnahmedatum		18.08.88			21.09.88	
Beprobungsdatum	18.08.88	05.09.88	21.10.88	26.10.88	10.11.88	
Farbe	s.sw.hgr	s.sw.hgr	farblos	farblos	farblos	
Geruch	s.sw.dpf	ohne	ohne		ohne	
Temperatur °C	31	30	29		30	
Abdampfrückstand mg/l			8994		8698	
Glührückstand mg/l			8543			
El. Leitfähigk. mS/cm	13600	14600	15000	14000		
pH-Wert	6,95	7,18	7,09	7,78		
Säurekap. K_S 8,2 mmol/l		0	0		0	
Säurekap. K_S 4,3 mmol/l		15,6	15,1		10,5	
Redoxspannung mV	+211	+374	+361	+363		
Sauerstoff mg/l	2,6		5,1			
Stoffe in mg/l:						
Chlorid	5400	5550	5100	5400	5500	
Sulfat	204	<5	209	96	144	
Sulfit						
Sulfid		<0,03	<0,03		<0,03	
O-Phosphat		0,40	0,31			
Nitrat		<0,5	<0,5		<0,5	
Nitrit			0,25			
Ammonium		2,0	3,1	7,8	0,33	
Fluorid		0,45	0,40		0,37	
Bromid			68+			
Bor		0,98	1,05			
Cyanid gesamt		<0,01	0,02			
Cyanid l.fr.		<0,01	<0,01			
Natrium		3125	2995	2965		
Kalium		63	63	54		
Magnesium		88	91	88		
Calcium		284	422	232		
Lithium			4,59			
Strontium		27,6	14,8	19,8		
Barium		1,88	1,79	1,93		

Tabelle III.5/15
Blatt 2

Lösungswasser

Sulfat-Grubenwasser Zeche Carolinenglück, Wasserhaltung

Entnahmedatum		18.08.88			21.09.88	
Beprobungsdatum		18.08.88	05.09.88	21.10.88	26.10.88	10.11.88
Stoffe in mg/l (Fortsetzung):						
Eisen		2,7	0,2	0,9	<0,1	<0,1
Mangan			0,23	0, 30	0,13	0,06
Kupfer			0,01	<0,01		0,01
Zink			0,02	0,02		0,03
Nickel			<0,05	<0,05		<0,05
Chrom gesamt			0,01	<0,01		
Chromat VI			<0,01			<0,01
Cadmium			<0,005	<0,005		<0,005
Quecksilber			<0,0002	<0,0002		
Blei			<0,05	<0,05		<0,05
Arsen			<0,001	<0,001		<0,001
Aluminium				0,7		
Antimon			<0,001	<0,001		<0,001
Beryllium			<0,002	<0,002		
Kobalt			0,01	0,03		
Selen			<0,001	<0,001		<0,001
Thallium			0,06	<0,01		
Vanadium			0,06	<0,05		
Zinn			0,2	<0,1		<0,1
TOC *	mg/l		1,2+	1,1+		
Kohlenwasserst.	mg/l		<0,1	<0,1		
Phenole gesamt	mg/l		0,039	0,009		
Polycyclen	µg/l		0,024	0,110		
CKW	µg/l		2,7	<0,1		
PCB	µg/l		<0,01	<0,01		
PCDM 141 (Ugilec)	µg/l		<1,0	<1,0		
Aromat. KW	µg/l			<		

+ Analysen der RUB, Abt. Hydrogeologie
* Ergebnisse gestört durch hohen Chloridgehalt

Leerstelle: nicht analysiert

III.5.1.4 Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben

Die Proben der Abfallgruppe I wurden nach dem S4-Verfahren (1+10) mit entmineralisiertem Wasser ("Wasser"), chloridhaltigem ("Cl-Wasser") und sulfathaltigem ("SO_4-Wasser") Grubenwasser eluiert. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/16 bis III.5/17 zusammengestellt und mit den Analysenergebnissen der verwendeten Grubenwässer verglichen. In den Tabellen sind auch die Richtwerte für die Deponieklasse 2 aus dem Richtlinien-Entwurf des Landes Nordrhein-Westfalen aufgeführt (s. Kapitel III.1).

In den Abbildungen III.5/10 und III.5/11 (s. Anhang) sind die Werte für den Salzgehalt (el. Leitfähigkeit)und die pH-Werte gegenübergestellt.

Der **Salzgehalt** (El. Leitfähigkeit) in den Eluaten mit Cl-Wasser wird durch dessen hohen Salzgehalt bestimmt.

Der **pH-Wert** in den Eluaten schwankt zwischen 7,8 (Probe I-B mit Chlorid-Wasser) und 12,5 (Probe I-C mit Sulfat-Wasser). Es besteht ein signifikanter jedoch insgesamt geringer Einfluß der Grubenwässer auf den pH-Wert in den S4-Eluaten.

Die Abbildungen III.5/12 bis III.5/14 (Anhang) enthalten Gegenüberstellungen der Konzentrationswerte für **Blei, Cadmium** und **Zink.** Die Darstellungen zeigen erhebliche Konzentrations-Unterschiede dieser Stoffe innerhalb der Proben der Abfallgruppe I sowie zwischen den verschiedenen Lösungswässern.

In den Rechenblättern RIII/1 bis RIII/3 (s. Anhang) sind die Verhältnisse zwischen den Analysenwerten der mit Cl-Wasser ausgelaugten Stoffproben und den Werten des Cl-Wassers sowie der Richtwerte berechnet. Die Auslaugungsergebnisse mit S-Wasser werden nicht weiter verfolgt. Es ergeben sich drei Gruppen von Parametern:

Tabelle III.5/16
Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Cl-Wasser und Richtwerte Dep.-Kl. 2

Parameter	Analysen im Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos		
Geruch		s.sw.Amm.	dumpfig	
Temp. °C	Raumt.	50	52,6	
pH-Wert	11,32	8,30	5.53	5,5 - 12
LF mS/cm	14,73	> 200	> 200	< 300
K_S 8,2 mmol/l	2,9	0,2	0	
K_S 4,3 mmol/l	3,8	2,6	2,3	
Chlorid g/l	4,150	160,0	148	(LF)
Sulfat g/l	2,784	1,108	< 0,005	(LF)
Stoffe mg/l				
Fluorid	4,04	1,6	0,21	5,0
Ammonium	0,21	38	116	4,1
Nitrat	<0,5	<0,5	0,5	22,6
Phosphat	<0,03	2,6	0,03	3,3
Sulfid	<0,03		0,03	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,5
Natrium	1438	60400	75500	
Kalium	2110	3340	1255	
Calcium	743	11600	11300	
Magnesium	<0,05	745	1640	
Arsen	0,005	0,001	0,002	1,0
Blei	0,49	2,64	0,22	0,5
Cadmium	<0,005	10,7	0,009	0,05
Chrom ges.	0,06	0,02	<0,01	1,0
Chromat (VI)	<0,01	<0,01	<0,01	0,1
Eisen	<0,1	<0,1	88	2,0
Mangan	<0,01	<0,01	9,2	1,0
Kupfer	0,02	0,06	0,08	1,0
Zink	0,51	1,00	4,43	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	0,0010	<0,0002	<0,0002	0,005
Selen	0,003	0,003	<0,001	0,001
Thallium	0,02			0,1
Antimon	0,007	0,79	0,001	0,1
Zinn	0,1	<0,1	0,3	0,5
Barium	0,18	3,05	16,1	1,0
Lithium	2,39	142	193	
Strontium	2,35	530	581	
Beryllium	0,009	<0,002	0,002	0,005
Bor	0,18	4,31	5,0	1,0
Kobalt	0,03	<0,01	<0,01	0,5
Aluminium	2,8	3,9	3,6	
Vanadium	<0,05	0,14	0,13	0,2
DOC	0,1	0,6		
Σ PAK	<0,0001	<0,0001	<0,005	0,003

Tabelle III.5/17
Stoffprobe I-B: Filterstaub MVA Essen-Karnap
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Cl-Wasser und Richtwerte Dep.-Kl. 2

Parameter	Analysen im Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Analyse Cl-Wasser	Richtwerte Dep.-Kl. 2
Farbe		farblos		
Geruch		dumpfig	dumpfig	
Temp. °C	Raumt.	50	56,2	
pH-Wert	8,50	7,75	5,53	5,5 - 12
LF mS/cm	15,245	199,8	>200	<300
K_S 8,2 mmol/l	0,8		0	
K_S 4,3 mmol/l	1,3	2,1	2,3	
Chlorid g/l	5,300	146,0	148	(LF)
Sulfat g/l	0,494	< 5	< 0,005	(LF)
Stoffe mg/l:				
Fluorid	6,50	2,8	0,21	5,0
Ammonium	0,19	88,1	116	4,1
Nitrat	<0,5	<0,5	0,5	22,6
Phosphat	<0,03	<0,03	0,03	3,3
Sulfid	<0,03	0,03	0,03	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,5
Natrium	1458	71250	75500	
Kalium	2130	3350	1255	
Calcium	1078	11850	11300	
Magnesium	4,25	1020	1640	
Arsen	0,002	<0,001	0,002	1,0
Blei	0,09	103	0,22	0,5
Cadmium	0,065	13,28	0,009	0,05
Chrom ges.	0,05	<0,01	<0,01	1,0
Chromat (VI)	<0,01	<0,01	<0,01	0,1
Eisen	<0,1	<0,1	88	2,0
Mangan	<0,01	2,27	9,2	1,0
Kupfer	0,03	0,47	0,08	1,0
Zink	0,16	121	4,43	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	0,0015	<0,0002	<0,0002	0,005
Selen	0,005	0,003	<0,001	0,001
Thallium	0,03			0,1
Antimon	0,019	0,410	0,001	
Zinn	0,2	0,4	0,3	0,5
Barium	0,46	4,0	16,1	1,0
Lithium	2,65	127	193	
Strontium	2,20	593	581	
Beryllium	0,011	0,002	0,002	0,005
Bor	0,73	4,61	5,0	1,0
Kobalt	0,02	<0,01	<0,01	0,5
Aluminium	1,9	3,9	3,6	
Vanadium	0,07	0,12	0,13	0,2
DOC	0,2			
Σ PAK	<0,0001	<0,0001	<0,005	0,003

Tabelle III.5/18
Stoffprobe I-C: Filterstaub + RGR-Rückstand MVA Düsseldorf
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Cl-Wasser und Richtwerte Dep.-Kl. 2

Parameter	Analysen im Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe	farblos	farblos		
Geruch		Ammoniak	dumpfig	
Temp. °C	Raumt.	50	56,2	
pH-Wert	12,28	11,43	5,53	5,5 - 12
LF mS/cm	29,84	199,3	> 200,0	< 300,0
K_S 8,2mmol/l	36,2	24,0	0	
K_S 4,3mmol/l	39,2	26,5	2,3	
Chlorid g/l	10,8	155,0	148,0	(LF)
Sulfat g/l	0,752	< 0,005	< 0,005	(LF)
Stoffe mg/l:				
Fluorid	1,9	0,6	0,21	5,0
Ammonium	0,31	75,2	116	4,1
Nitrat	<0,5	<0,5	0,5	22,6
Phosphat	<0,03	<0,03	0,03	3,3
Sulfid	<0,03	<0,03	0,03	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,5
Natrium	800	70000	75500	
Kalium	443	1470	1255	
Calcium	5150	17400	11300	
Magnesium	<0,05	<0,05	1640	
Arsen	0,007	<0,001	0,002	1,0
Blei	4,0	51	0,22	0,5
Cadmium	<0,005	<0,005	0,009	0,05
Chrom g s.	0,05	<0,01	<0,01	1,0
Chromat (VI)	<0,01	<0,01	<0,01	0,1
Eisen	<0,1	<0,1	88	2,0
Mangan	<0,01	<0,01	9,2	1,0
Kupfer	0,03	0,12	0,08	1,0
Zink	3,1	0,26	4,43	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	0,0005	0,0002	<0,0002	0,005
Selen	0,007	0,001	<0,001	0,001
Thallium	<0,01			0,1
Antimon	<0,001	0,048	0,001	0,1
Zinn	<0,1	<0,1	0,3	0,5
Barium	1,49	6,48	16,1	1,0
Lithium	0,63	133	193	
Strontium	10,2	640	581	
Beryllium	0,009	<0,002	0,002	0,005
Bor	0,28	1,35	5,0	1,0
Kobalt	<0,01	<0,01	<0,01	0,5
Aluminium	3,9	5,2	3,6	
Vanadium	0,07	0,07	0,13	0,2
DOC	0,9			
Σ PAK	$18 \cdot 10^{-6}$	$1 \cdot 10^{-6}$	$5 \cdot 10^{-3}$	0,003

Tabelle III.5/19
RGR-Rückstände aus Müllverbrennungsanlagen:
Oberhausen (I-A),
Essen-Karnap (I-B),
Düsseldorf (I-C)
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit "Sulfatwasser"
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Sulfatwasser und Richtwerte Dep.-Kl.2

Stoff	Analysenwerte im Eluat I-A	I-B	I-C	Analyse S-Wasser	Richtwert Dep.-Kl.2
Farbe	farblos	farblos	farblos	farblos	
Geruch	ohne	sw.dumpf.	ohne	ohne	
Temp. °C	30	30	30	29	
pH-Wert	10,14	9,36	12,51	7,09	5,5 - 12
LF mS/cm	27	28,3	37,4	15,0	< 300
K_S 8.2 mmol/l	0,9	1,1	33,75	0	
K_S 4.3 mmol/l	1,3	39,2	3,8	15,1	
Chlorid g/l	8,4	9,25	12,9	5,1	(LF)
Sulfat g/l	3,07	2,26	0,77	0,209	(LF)
Stoffe mg/l:					
Fluorid	3,9	5,6	1,8	0,4	5,0
Ammonium	0,17	0,20	0,13	3,1	4,1
Nitrat	2,5	<0,5	<0,5	<0,5	22,6
Phosphat	<0,03	<0,03	<0,03	0,31	3,3
Sulfid	<0,03	0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,02	0,5
Natrium	4000	4000	4000	2995	
Kalium	1600	1970	410	63	
Calcium	835	840	4200	422	
Magnesium	36,8	49,2	<0,05	91	
Arsen	0,007	0,014	<0,001	<0,001	1,0
Blei	0,10	0,26	6,3	<0,05	0,5
Cadmium	0,026	0,163	<0,005	<0,005	0,05
Chrom ges.	0,15	0,06	<0,01	<0,01	1,0
Chromat (VI)	0,09	0,03	<0,01	<0,01	0,1
Eisen	<0,1	<0,1	<0,1	0,9	2,0
Mangan	<0,01	0,08	<0,01	0,30	1,0
Kupfer	0,04	0,07	0,04	<0,01	1,0
Zink	0,01	0,04	1,29	0,02	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	0,0006	0,0007	0,0045	<0,0002	0,005
Selen	0,011	0,019	0,004	<0,001	0,001
Antimon	0,054	0,111	0,001	<0,001	0,1
Zinn	0,5	<0,1	0,1	<0,1	0,5
Barium	0,26	0,52	0,66	1,79	1,0
Lithium	3,65	3,92	2,68	4,59	
Strontium	12,5	15,6	24,6	14,8	
Beryllium	<0,002	0,002	<0,002	<0,002	0,005
Bor	1,20	1,47	0,47	1,05	1,0
Kobalt	<0,01	<0,01	<0,01	0,03	0,5
Aluminium	2,2	1,9	3,5	0,7	
Vanadium	<0,05	0,05	<0,05	<0,05	0,2
Σ PAK	<0,0001	<0,0001	<0,0001	<0,005	0,003

Gruppe A: Eluatkonzentration der Stoffprobe liegt
- über dem Wert des Eluens,
- über dem Richtwert Deponieklasse 2.

Gruppe B: Eluatkonzentration der Stoffprobe liegt
- über dem Wert des Eluens,
- unter dem Richtwert Deponieklasse 2.

Gruppe C: Eluatkonzentration der Stoffprobe liegt
- unter dem Wert des Eluens,
- über dem Richtwert Deponieklasse 2.

Für die weiteren Betrachtungen sind in erster Linie die Parameter der Gruppe A heranzuziehen. Hier überwiegt der Einfluß des Abfalls und seiner Inhaltstoffe gegenüber dem natürlichen Umfeld, repräsentiert durch die Inhaltsstoffe des Grubenwassers. Die Auslaugungswerte liegen außerdem deutlich über den Richtwerten für die Deponieklasse 2.

Die Parameter der Gruppe B sind dann weniger interessant, wenn die Eluatwerte signifikant (mindestens 1 Zehnerpotenz) unter den Richtwerten liegen.

Bei den Parametern der Gruppe C überwiegt der Einfluß des Grubenwassers, sodaß eine zusätzliche Kontamination durch Abfallstoffe in der Regel nicht gegeben ist.

Die für die Beurteilung relevanten Parameter in den Stoffproben sind nachfolgend zusammengestellt. Danach enthält jede Stoffprobe mindestens einen kritischen Parameter entsprechend Gruppe A oder B. In der Gruppe B wäre lediglich Chrom ges. in Probe I-A vernachlässigbar. In der Zusammenstellung bedeuten:

\+ : Faktor liegt im Bereich von 1 Zehnerpotenz
++ : Faktor liegt im Bereich von 2 Zehnerpotenzen
+++ : Faktor liegt im Bereich von 3 Zehnerpotenzen

Parameter	Probe I-A	Probe I-B	Probe I-C
Gruppe A			
Blei	+	+++	+++
Cadmium	+++	+++	
Zink		++	
Selen	+	+	
Antimon	+++	+++	++
Gruppe B			
Zinn	+	+	+
Fluorid	+	+	
Kupfer		+	+
Vanadium	++		
Phosphat	+		

Die Gegenüberstellung der Analysenwerte im Eluat der S4-Versuche mit den beiden Lösungswasser-Typen Aqua dest. (Wasser) und Chlorid-Grubenwasser (Cl-Wasser) erlaubt auch die Aussage, daß eine Reihe interessierender Parameter mit Grubenwasser, vermutlich infolge Bildung von Cl-Komplexen, z.T. erheblich stärker ausgelaugt werden, als mit Wasser.

Das Rechenblatt RI-4 im Anhang enthält die Verhältniswerte

$$f = \frac{\text{Eluat-Konzentration bei Auslaugung mit Cl-Wasser}}{\text{Eluat-Konzentration bei Auslaugung mit Wasser}}$$

Sieht man von den durch die hohen Stoffkonzentrationen im Cl-Wasser selbst erklärbaren Werte für Ammonium, Mangan, Barium und Bor ab, so ergibt sich die nachfolgend wiedergegebene Matrix mit Faktoren $f > 1$ von Parametern, die im S4-Versuch durch Cl-Wasser stärker ausgelaugt werden als durch Wasser:

Parameter	Faktoren f > 1 in den Stoffproben:		
	I-A	I-B	I-C
Blei	5,39	1144,44	12,75
Cadmium	2134,00	204,31	
Kupfer	3,00	5,67	4,00
Zink		256,25	
Zinn		2,00	
Vanadium	2,80	1,71	
Phosphat	85,67		

III.5.1.5 Säulen-Versuche an unbehandelten Proben

Probenahme-Intervalle und Ergebnisse der Druckelutionen

Bei den Druckelutionen wurden grundsätzlich folgende nach der Durchflußmenge gestaffelten Probeentnahme-Intervalle vorgesehen:

Einzelmenge (l)	Gesamtmenge (l)
0,5	0,5
0,5	1,0
1,0	2,0
2,0	4,0
2,0	6,0
2,0	8,0
2,0	10,0
5,0	15,0
5,0	20,0
10,0	30,0
10,0	40,0
10,0	50,0
10,0	60,0
20,0	80,0
20,0	100,0
50,0	150,0
50,0	200,0
50,0	250,0
50,0	300,0
50,0	350,0

Von jeder Stoffprobe wurde je ein Versuch mit entmineralisiertem Wasser ("Wasser") und mit Chlorid-haltigem Grubenwasser ("Cl-Wasser") durchgeführt. Dabei ergaben sich von dem obigen Plan abweichende Probeentnahme-Intervalle:

Versuch	Laufzeit (h)	Durchflußmenge (l)	Entnahmen	pH-Wert
Säulentests mit Wasser:				
I-A-W	26,35	37,0	19	11,15
I-B-W	27,00	45,0	23	11,20
I-C-W	176,10	21,45	10	12,86
Säulentests mit Cl-Wasser:				
I-A-Cl	573,05	522,70	59	6,75
I-B-Cl	527,45	7,75	5	8,10
I-C-Cl	110,30	0,84	2	9,60

Der Versuch I-C-W wurde nach 176,1 h Laufzeit mit 10 Probeentnahme-Intervallen abgebrochen.

Der Versuch I-A-Cl wurde bis zur deutlichen Unterschreitung von pH 7 ausgedehnt, um das Elutionsverhalten nach Erschöpfung der Pufferkapazität zu untersuchen.

Der Versuch I-B-Cl ergab nach über 520 Stunden Laufzeit und 5 Probeentnahmen keine wesentlichen Durchflüsse mehr und wurde nach diesem Zeitpunkt abgebrochen.

Extreme Verhältnisse ergaben sich bei dem Versuch I-C-Cl. Innerhalb einer Laufzeit von 110,3 Stunden wurde der Probekörper mit nur 0,84 l durchflossen. Nach dieser Zeit kam der Durchfluß ganz zum Stillstand. Der Versuch I-C-Cl war damit der einzige, der bis zum Ende der meßbaren Auslaugung geführt werden konnte.

Die Ergebnisse der Druckelutionen mit unbehandelten Stoffproben sind in den Tabellen III.5/20 bis III.5/22 für die Säulentests mit Wasser und III.5/23 bis III.5/25 für die Säulentests mit Cl-Wasser zusammengestellt.

Anmerkung:
Zur besseren Übersicht wurde die Zahl der in den Tabellen aufgenommenen Einzelproben-Analysenergebnisse der Elutionen auf maximal 7 beschränkt. Die vollständige Dokumentation der Druckelutionen kann beim Hygiene-Institut Gelsenkirchen eingesehen werden. Auf die Wiedergabe der mit Sulfat-Grubenwasser durchgeführten Druckelutionen wird an dieser Stelle verzichtet.

In den Abbildungen III.5/15 bis III.5/17 sind die während der Druckelutionen mit **Wasser** gemessenen Werte der elektrischen Leitfähigkeit, des pH-Wertes und des Abdampfrückstandes sowie die errechneten Durchlässigkeitsbeiwerte k_f über der Durchsatzmenge aufgetragen. Die entsprechenden Darstellungen für die Druckelutionen mit **Cl-Grubenwasser** zeigen die Abbildungen III.5/18 bis III.5/20.

Tabelle III.5/20

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Auslaugung im Drucksäulentest mit Aqua demin.

Parameter	Analysenwerte im Eluat (Raumtemperatur)						
	1	2	3	4	5	6	7
Stunden	0,5	1,50	2,55	4,00	6,35	15,10	26,35
Liter	1	3	5	7	11,0	21,0	37,0
k_f 10^{-7} m/s	4,12	6,86	6,35	6,35	4,84	3,74	5,49
Tr.-Rst. mg	73555	8475	4915	2994	1898	740	269
LF mS/cm	80,0	14,5	8,1	4,0	2,0	1,05	0,55
pH-Wert	6,70	12,72	12,54	12,03	11,10	11,06	11,15
K_S 8,2 mmol/l	0	48,0	23,5	7,25	1,25	1,40	1,45
K_S 4,3 mmol/l	65,0	55,0	26,0	8,25	2,25	2,10	2,05
Redoxsp. mV	425	148	180	186	205	115	177
Chlorid g/l	29,50	0,23	0,115	0,063	0,044	<0,01	<0,01
Sulfat g/l	11,70	3,36	1,62	1,464	1,044	0,422	0,122
Stoffe mg/l:							
Fluorid	8,2	7,3	7,0	6,3	3,5		
Ammonium-N	0,05	0,08	0,23	0,32	0,26		
Nitrat-N	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,1
Phosphat	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Sulfid	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Natrium	10950	145	37	18	8,3	2,8	0,5
Kalium	12630	1790	128	29	14	2,8	0,7
Calcium	2220	1680	1540	855	590	215	55
Magnesium	190	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10	0,10
Arsen	0,055	0,003	0,004	0,002	0,001	<0,001	<0,001
Blei	353	71,3	15,0	5,4	<0,05	<0,05	<0,05
Cadmium	64,5	0,015	0,024	0,023	0,005	<0,005	0,032
Chrom ges.	0,09	0,03	0,04	0,04	0,04	0,03	0,04
Eisen	0,2	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Mangan	6,26	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Kupfer	2,45	0,07	0,04	0,02	0,01	<0,01	0,01
Zink	3200	4,25	20,9	3,15	0,51	0,11	0,06
Nickel	0,13	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Quecks.	<0,0002	<0,0002	<0,0012	<0,0003	<0,0002	<0,0002	<0,0002
Selen	0,002	0,005	0,005	0,002	<0,001	<0,001	<0,001
Thallium	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Antimon	0,018	0,002	0,003	0,001	0,012	0,030	0,032
Zinn	0,2	<0,1	0,2	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Barium	0,38	0,05	0,02	0,27	0,32	0,31	0,29
Lithium	22,6	0,31	0,13	<0,05	<0,05	<0,05	<0,005
Strontium	4,56	3,56	1,96	1,93	1,54	0,84	0,22
Beryllium	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002
Bor	3,05	0,17	0,09	0,04	0,01	0,02	<0,01
Kobalt	0,03	<0,01	0,01	<0,01	0,01	<0,01	<0,01
Aluminium	6,3	2,5	2,1	2,4	10,4	11,3	2,1
Vanadium	0,13	0,08	0,07	<0,05	<0,05	<0,05	<0,01
TOC	5,4	2,9	1,6	1,8	1,4	0,9	0,7
CSB	24	<15	<15	<15	<15	<15	<15

Tabelle III.5/21

Stoffprobe I-B: Filterstaub MVA Essen-Karnap
Auslaugung im Drucksäulentest mit Aqua demin.

Parameter	Analysenwerte im Eluat (Raumtemperatur)						
	1	2	3	4	5	6	7
Stunden	0,55	2,50	4,40	6,20	9,35	15,10	27,0
Liter	1	3	5	7	11	21	45
k_f 10^{-7} m/s	3,74	3,57	3,74	4,12	4,32	6,86	6,35
Tr.-Rst. mg	91290	2140	2325	1870	1750	1083	508
LF mS/cm	112,00	5,00	2,50	2,15	1,95	1,30	0,77
pH-Wert	10,73	10,82	10,86	10,86	10,88	11,08	11,20
K_S 8,2 mmol/l	5,0	1,0	1,0	1,0	1,1	1,4	1,25
K_S 4,3 mmol/l	10,0	2,0	1,75	1,75	1,8	2,1	1,95
Redoxsp. mV	250	195	226	228	170	149	138
Chlorid g/l	41,50	0,17	0,041	0,029	0,019	<0,01	<0,01
Sulfat g/l	3,60	1,944	1,356	1,176	1,056	0,634	0,259
Stoffe mg/l:							
Fluorid	1,1	2,7	2,3	1,9	1,2		
Ammonium-N	1,7	0,54	0,19	0,16	0,12		
Nitrat-N	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,1
Phosphat	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Sulfid	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Natrium	14050	80	21	12	7,6	2,5	0,6
Kalium	22900	590	32	19	11	3,6	1,1
Calcium	2290	870	665	620	560	297	91
Magnesium	0,3	0,1	0,1	0,1	0,2	0,2	0,1
Arsen	0,014	0,006	0,004	0,006	0,006	0,005	0,002
Blei	0,93	0,10	0,12	0,11	0,11	<0,05	<0,05
Cadmium	2,20	0,008	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005
Chrom ges.	0,02	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Eisen	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Mangan	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Kupfer	0,20	0,01	0,03	0,04	0,02	<0,01	0,01
Zink	0,31	0,16	0,18	0,17	0,09	0,05	0,04
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Quecks.	<0,002	<0,002	0,0005	0,0005	<0,0005	<0,0002	<0,0002
Selen	0,007	0,006	0,004	0,003	0,003	0,008	0,005
Thallium	<0,1	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Antimon	0,032	0,010	0,008	0,010	0,012	0,054	0,044
Zinn	3,0	0,1	3,7	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Barium	0,71	0,22	0,24	0,24	0,24	0,28	0,34
Lithium	25,5	1,20	0,46	0,31	0,14	<0,05	<0,05
Strontium	8,94	2,36	1,68	1,40	1,15	0,66	0,34
Beryllium	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002
Bor	0,88	0,42	0,14	0,10	0,04	<0,01	<0,01
Kobalt	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Aluminium	4,7	3,5	3,7	5,0	7,6	2,3	4,3
Vanadium	0,14	0,07	0,07	0,08	0,06	0,06	<0,05
TOC	151	26,0	14,7	9,2	9,3	1,3	0,8
CSB	670	54	27	<15	<15	<15	<15

Tabelle III.5/22

Stoffprobe I-C: Rauchgasreinigungsrückstände MVA Düsseldorf
Auslaugung im Drucksäulentest mit Aqua demin.

Parameter	Analysenwerte im Eluat (Raumtemperatur)						
	1	2	3	4	5	6	7
Stunden	13,10	47,25	95,45	119,4	127,25	153,20	176,10
Liter	1	3	5,25	9,75	11,75	16,95	21,45
k_f 10^{-7} m/s	0,27	0,21	0,17	0,55	0,89	0,58	0,69
Tr.-Rst. mg	75620	23100	8686	3313	2670		2027
LF mS/cm	89,00	29,00	12,10	9,60	9,55	9,05	8,40
pH-Wert	12,02	12,46	12,53	12,88	12,90	12,91	12,86
K_S 8,2 mmol/l	40,0	32,5	39,5	44,0	45,0	43,5	45,0
K_S 4,3 mmol/l	50,0	37,5	42,5	47,0	48,0	45,5	46,0
Redoxsp. mV	148	154	99	35	102	45	11
Chlorid g/l	41,00	9,0	1,75	0,081	0,051	0,041	0,03
Sulfat g/l	0,65	1,08	0,864	0,672	0,288	<0,005	<0,005
Stoffe mg/l:							
Fluorid	1,0	1,5	1,0				
Ammonium-N	0,05	0,74	0,41				
Nitrat-N	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Phosphat	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Sulfid	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03
Natrium	4700	725	98	3,5	1,8	2,0	1,3
Kalium	2410	528	70	3,1	1,4	1,6	1,9
Calcium	20700	6000	2090	1020	865	805	930
Magnesium	0,2	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Arsen	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Blei	315	26,3	2,8	0,61	1,72	4,85	6,61
Cadmium	0,015	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005
Chrom ges.	0,03	0,03	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Eisen	2,4	1,1	0,2	0,2	0,2	<0,1	<0,1
Mangan	0,31	0,20	0,04	0,03	0,03	<0,01	<0,01
Kupfer	0,65	0,16	0,07	0,02	0,03	0,02	0,02
Zink	7,83	1,88	1,35	1,26	1,51	1,46	1,41
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Quecks.	0,0110	0,0020	0,0004	<0,0002	<0,0002	<0,0002	<0,0002
Selen	0,001	0,005	0,003	0,001	0,001	0,005	<0,001
Thallium	<0,1	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Antimon	0,019	0,006	0,001	<0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Zinn	1,0	0,2	0,2	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Barium	21,41	1,37	0,67	0,16	0,49	2,87	2,36
Lithium	2,6	0,63	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Strontium	57,3	11,1	2,20	0,55	0,38	0,29	0,22
Beryllium	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002
Bor	0,32	0,17	0,11	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Kobalt	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Aluminium	6,4	4,0	2,6	1,9	1,8	1,5	1,6
Vanadium	0,11	0,07	0,08	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
TOC	151	28,5	11,2	2,9	1,8	2,0	1,1
CSB	620	<15	<15	<15	<15	<15	<15

Tabelle III.5/23

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Grubenwasser

Parameter	Analysenwerte im Eluat (50°C)						
	1	2	3	4	5	6	7
Stunden	0,45	2,40	7,05	94,05	202,25	305,45	573,05
Liter	1	3	7	106	298	474,7	522,7
k_f 10^{-7} m/s	4,57	3,57	3,57	5,77	9,03	3,78	(gest.)
Tr.-Rst. mg	349400	361300	363800	239800	206484		
LF mS/cm	>200	>200	>200	>200	>200	>200	>200
pH-Wert	7,51	10,80	8,53	7,84	7,22	6,22	6,75
K_S 8,2 mmol/l	0	19,25	3	0	0	0	0
K_S 4,3 mmol/l	2,5	21,5	4,0	1,75	0,20	0,50	0,20
Redoxsp. mV	+16	-74	-44	+110	+60	+169	+399
Chlorid g/l	137,0	187,5	152,5	146,5	145,0	152,0	150,0
Sulfat g/l	1,920	1,680	12,120	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005
Stoffe mg/l:							
Fluorid	<1,0	<1,0	<1,0	<1,0		<0,5	<0,5
Ammonium-N	54,0	104,5	82,5	97,5	10,6	102	90
Nitrat-N	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1		<0,1	<0,1
Phosphat	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03		0,08	<0,03
Sulfid	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03			
Natrium	84000	74000	78500	77500	73750	65750	61500
Kalium	19650	1840	1625	1115	1290	1610	1240
Calcium	12330	13400	12200	11675	11350	13300	10350
Magnesium	144	38,7	1155	1656	1500	1945	1455
Arsen	0,006	0,001	<0,001	<0,001		<0,001	<0,001
Blei	105	1,75	0,48	0,77	0,92	2,70	0,46
Cadmium	91,25	0,69	0,86	0,413	0,067	0,024	0,08
Chrom ges.	0,02	0,03	0,02	0,01		<0,01	<0,01
Eisen	<0,1	0,2	<0,1	0,1	1,0	13,5	0,1
Mangan	0,76	0,02	0,04	4,8	5,3	8,0	5,1
Kupfer	0,69	0,25	0,09	0,03		0,17	0,08
Zink	1140	25,4	0,40	6,22	7,67	7,40	5,10
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05		<0,05	<0,05
Quecks.	0,0004	<0,0002	<0,0002	<0,0002		<0,0002	<0,0002
Selen	0,009	0,012	0,006	0,002		0,002	<0,001
Antimon	0,124	0,150	0,640	0,080	0,047	0,026	0,091
Zinn	0,1	0,4	0,3	<0,1		<0,1	<0,1
Barium	2,27	2,47	3,53	21,9	25,0	13,3	6,8
Lithium	155	160	162	145	131	185	193
Strontium	435	598	640	630	640	(15,5)	520
Beryllium	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002		<0,002	<0,002
Bor	6,24	1,72	2,11	40,5		8,5	4,3
Kobalt	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01		<0,01	<0,1
Aluminium	4,6	5,1	3,9	3,7		3,4	3,4
Vanadium	0,05	<0,05	<0,05	<0,05		0,14	0,15

Tabelle III.5/24
Tabelle III.5/25
Stoffprobe I-B: Filterstaub MVA Essen-Karnap
Stoffprobe I-C: Rauchgasreinigungsrückstände MVA Düsseldorf
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Grubenwasser

Parameter	Analysenwerte im Eluat mit Chlorid-Grubenwasser (50°C)						
	Probe I-B: MVA Essen-Karnap					Probe I-C: MVA Ddorf	
	1	2	3	4	5	1	2
Stunden	3,25	34,35	71,30	223,50	527,45	33,15	110,30
Liter	1	3	4,7	6,45	7,75	0,5	0,85
k_f 10^{-7} m/s	1,00	0,22	0,16	0,038	0,014	0,051	0,014
Tr.-Rst. mg	274730	397210	262700	263060	429185		
Temp. °C	40,8	41,0	40,5	45,2	45,4	41,0	32,1
LF mS/cm	>200	>200	>200	>200	>200	>200	>200
pH-Wert	7,0	9,9	9,0	8,2	8,1	10,9	9,6
K_S 8,2 mmol/l	0	0,75	0,45	0	0	11,25	1,0
K_S 4,3 mmol/l	0,25	0,95	0,60	0,30	2,00	12,30	6,00
Redoxsp. mV	+6	-27	+146	+137	+141	+191	+201
Chlorid g/l	197,0	138,0	135,0	143,3	183,36	146,0	178,0
Sulfat g/l	0,007	0,010	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005	<0,005
Stoffe mg/l:							
Fluorid	1,0	1,0	<1,0	<1,0	1,1	<0,5	<0,5
Ammonium-N	6,9	7,4	7,4	3,9	32,3	91	5,6
Nitrat-N	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Phosphat	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03	<0,03		
Sulfid	0,05	0,03	<0,03	0,03	0,07	<0,3	
Natrium	81250	76500	76000	76500	89000	65750	62750
Kalium	24200	2280	2240	1500	1485	7700	1885
Calcium	11850	14525	14125	13900	16875	46250	14750
Magnesium	43,4	1,02	18,3	46,8	27,0	2165	365
Arsen	0,021	0,005	<0,001	<0,001	<0,001	0,002	<0,001
Blei	43,0	0,50	0,17	0,31	<0,05	1044	2,52
Cadmium	63,30	0,212	0,317	0,164	0,039	0,330	0,026
Chrom ges.	0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,94	<0,01
Eisen	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	103	0,15
Mangan	0,84	0,01	0,03	<0,01	<0,01	16,0	0,91
Kupfer	0,48	0,08	0,05	0,12	0,01	3,68	0,13
Zink	3725	1,75	0,14	0,07	0,06	112	0,91
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	0,13	<0,05
Quecks.	0,0002	<0,0002	<0,0002	<0,0002	<0,0002	<0,0002	<0,0002
Selen	0,036	0,006	0,005	<0,001	<0,001	0,002	0,002
Antimon	0,35	0,34	0,76	0,83	0,78	167	4,3
Zinn	0,1	0,2	0,3	0,1	0,4	1,5	1,5
Barium	2,72	2,72	2,82	2,02	2,05	18,4	5,3
Lithium	138	177	153	147	189	147	190
Strontium	405	625	683	608	650	690	590
Beryllium	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002	<0,002
Bor	9,61	2,48	2,87	2,69	4,15	0,31	0,29
Kobalt	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	0,01
Aluminium	6,4	6,4	4,3	4,5	4,4	167	4,3
Vanadium	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	0,11	0,11
TOC	1,9	0,2	0,1	0,2			

Bei den **Säulen-Elutionen mit Wasser** nimmt der Salzgehalt (El. Leitfähigkeit) nahezu parallel zum Abdampfrückstand progressiv ab. Beide Werte nähern sich bereits nach 5 bzw. 10 l Durchflußmenge einem niedrigen konstanten Wert.

Der Durchlässigkeitsbeiwert k_f pendelt in den Probekörpern I-A und I-B zwischen 10^{-7} und 10^{-6} m/s. Die Probe I-C zeigt eine höhere Dichte mit k_f-Werten zwischen 10^{-8} und 10^{-7} m/s.

Der pH-Wert liegt in der Regel über 10 und wird durch die Durchflußmengen kaum beeinflußt.

Demgegenüber zeigen die entsprechenden Werte bei **Säulen-Elution mit Chlorid-Grubenwasser** einen völlig anderen Verlauf. Hier werden die Leitfähigkeit und der Feststoffgehalt im Eluat durch den Salzgehalt des Grubenwassers bestimmt. Bei gleichbleibenden Werten für die Leitfähigkeit von 200 mS/cm schwanken die Werte für den Trokkenrückstand in einem durch den Salzgehalt des Eluens beeinflußten hohen Bereich von 250 bis 430 g/l.

Die Durchlässigkeit nimmt mit der Durchflußmenge generell ab, nur die Probe I-A verhält sich bei der Auslaugung mit Cl-Wasser ähnlich wie bei aqua demineralisata. In den beiden anderen Proben werden k_f-Werte von ca. $1{,}5 \cdot 10^{-9}$ erreicht.

Der pH-Wert im Eluat liegt infolge des Einflusses des hohen Salzgehaltes im Chlorid-Grubenwasser niedriger als bei den Elutionen mit Wasser.

In den Abbildungen III.5/21 bis III.5/23 sind die Schwermetall-Konzentrationen Pb, Cd und Zn im Eluat der Säulenversuche mit Wasser über der Durchflußmenge aufgetragen, die Abbildungen III.5/24 bis III.5/26 enthalten die entsprechenden Darstellungen für die Säulenversuche mit Cl-Grubenwasser. In den Abbildungen sind auch die Konzentrationen in dem Cl-Wasser sowie die Richtwerte der Deponieklasse 2 eingetragen.

Tabelle III.5/26

Stoffproben I-A, I-B und I-C
Auslaugung im Drucksäulentest mit aqua demin.
Vergleich Analysenwerte für 21 Liter Durchflußmenge

Parameter	Analysenwerte im Eluat (Raumtemperatur) I-A	I-B	I-C
Stunden	15,10	15,10	176,10
Liter	21	21	21,45
Tr.-Rst. mg	740	1083	2027
LF mS/cm	1,05	1,30	8,40
pH-Wert	11,06	11,08	12,86
K_S 8,2 mmol/l	1,40	1,40	45,0
K_S 4,3 mmol/l	2,10	20,1	46,0
Redoxsp. mV	115	149	11
Chlorid g/l	<0,01	<0,01	0,03
Sulfat g/l	0,422	0,634	<0,005
Stoffe mg/l:			
Nitrat-N	<0,5	<0,5	<0,5
Phosphat	<0,03	<0,03	<0,03
Sulfid	<0,03	<0,03	<0,03
Natrium	2,8	2,5	1,3
Kalium	2,8	3,6	1,9
Calcium	215	297	930
Magnesium	0,10	0,20	<0,05
Arsen	<0,001	0,005	<0,001
Blei	<0,05	<0,05	6,61
Cadmium	<0,005	<0,005	<0,005
Chrom ges.	0,03	<0,01	<0,01
Eisen	<0,1	<0,1	<0,1
Mangan	<0,01	<0,01	<0,01
Kupfer	<0,01	<0,01	0,02
Zink	0,11	0,05	1,41
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05
Quecks.	<0,0002	<0,0003	<0,0002
Selen	<0,001	0,008	<0,001
Thallium	<0,01	<0,01	<0,01
Antimon	0,030	0,054	<0,001
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1
Barium	0,31	0,28	2,36
Lithium	<0,05	<0,05	<0,05
Strontium	0,84	0,66	0,22
Beryllium	<0,002	<0,002	<0,002
Bor	0,02	<0,01	<0,01
Kobalt	<0,01	<0,01	<0,01
Aluminium	11,3	2,3	1,6
Vanadium	<0,05	0,06	<0,05
TOC	0,9	1,3	1,1
CSB	<15	<15	<15

Die Ergebnisse der Säulenelutions-Versuche an den unbehandelten Proben der Abfallgruppe I werden nachfolgend diskutiert.

Diskussion der Säulenversuche mit Wasser

Ein Vergleich der Ergebnisse der an unbehandelten Proben mit entmineralisiertem Wasser durchgeführten Säulenversuche zeigt Unterschiede in dem Verhalten der Proben I-A und I-B (beides Filterstaub) einerseits und der Probe I-C (gesamte RGR-Rückstände aus der Quasitrocken-Gasreinigung) andererseits.

In der Tabelle III.5/26 werden die Analysen-Ergebnisse nach 21 l Durchfluß gegenübergestellt.

Während in den Versuchen I-A-W und I-B-W diese Menge jeweils nach 15.1 Stunden durchgeflossen war, mußte der Versuch I-C-W über zehnmal so lange (176,1 Stunden) ausgedehnt werden, um die gleiche Durchflußmenge zu erzielen. Dies ist auf die unterschiedliche Wasserdurchlässigkeit der Stoffe zurückzuführen:

Versuch mit Wasser	Durchlässigkeit in l/h Bereich	Mittel	k_f - Wert in 10^{-7} m/s Bereich	Mittel
I-A-W	1,10 bis 2,00	1,44	3,74 bis 6,86	4,93
I-B-W	1,04 bis 2,31	1,75	3,57 bis 7,48	6,01
I-C-W	0,06 bis 0,20	0,13	0,21 bis 0,69	0,44

Der signifikante Unterschied in den Werten für Säurekapazität und Redoxspannung sowie für den Calcium-Gehalt erklärt sich aus dem hohen Alkali-Gehalt der Stoffprobe I-C.

Keine plausiblen Erklärungen können dagegen für die stark erhöhten Elutionswerte von Blei und Zink in dem Versuch I-C-W gegeben wer-

den, zumal diese beiden Schwermetalle laut Substanzanalysen in den RGR-Rückständen aus Düsseldorf erheblich niedriger repräsentiert sind als in den beiden Filterstaub-Proben I-A und I-B. Lediglich der höhere Analysenwert für Barium kann mit dem relativ hohen Ba-Gehalt der Probe I-C erklärt werden.

Ein Vergleich der im Säulentest gewonnenen Eluate mit den S4-Ergebnissen ist nicht sinnvoll, da es sich um zwei völlig verschiedene Wasser-Feststoff-Systeme mit unterschiedlicher Auslaugungs-Dynamik handelt.

Diskussion der Säulenversuche mit Cl-Wasser

Die Charakteristika der Versuchsabläufe mit den unbehandelten Proben bei Auslaugung mit Chlor-haltigem Grubenwasser sind so unterschiedlich, daß ein Vergleich von Auslaugungsergebnissen kaum möglich ist.

Der Ansatz des Langzeit-Versuchs I-A-Cl hat nicht die erhofften Hinweise auf sprunghafte pH-Wert-Erniedrigung erbracht, da sich der pH-Wert im Eluat nur ganz allmählich veränderte.

Der Wert lag in den ersten 32 Stunden mehr oder weniger deutlich über 8. Danach pendelte der pH-Wert über ca. 160 Stunden zwischen 7,9 und 7,5 und weitere 48 Stunden zwischen 7,5 und 7,0. Erst nach 240 Stunden wurde der Neutralpunkt unterschritten, bis zum Ende des Versuchs nach 573 Stunden pendelte sich der pH-Wert auf einem durchschnittlichen Wert von 6,5 ein. Der erwartete pH-Wert-Sprung trat nicht ein.

Die Beurteilung des Langzeitversuchs I-A-Cl wird auch dadurch erschwert, daß der Durchlauf nach Verbrauch des am 31.08.88 entnommenen Grubenwassers (I) vom 30.10 bis zum 19.12.88 unterbrochen werden mußte. Zur Fortsetzung des Versuchs wurde das Grubenwassser (Ia) vom 14.12.88 verwendet.

Zwar besteht kein genereller Unterschied zwischen den beiden Grubenwässern, doch liegen im Bereich der Schwermetalle mit Ausnahme von Quecksilber und Nickel in dem Grubenwasser (Ia) durchweg etwas höhere Analysenwerte vor (Angaben in % des Wertes im Grubenwasser (I):

Eisen	133 %
Mangan	124 %
Kupfer	160 %
Zink	123 %
Cadmium	150 %
Blei	183 %.

Die lange Pause und die Verwendung zweier verschiedener Elutionsmittel ergibt eine deutliche Unstetigkeit im Verlauf zahlreicher Analysenwerte, ohne daß sich der pH-Wert geändert hätte:

Parameter		Analysenwert im Eluat nach 355 l (1)	Analysenwert im Eluat nach 360 l (2)	Faktor (2):(1) in %
pH-Wert		7,16	7,45	
Redoxsp.	mV	+370	+382	
Zink	mg/l	5,35	7,75	144
Cadmium	mg/l	0,065	3,47	5339
Blei	mg/l	0,47	147	31277

Der plötzliche Anstieg der Werte, vor allem von Cadmium und Blei, ist aus den übrigen Parametern nicht zu erklären.

Der Säulenversuch I-B-Cl (Filterstaub Essen-Karnap) dauerte insgesamt über 527 Stunden. In dieser Zeit gingen lediglich 7,75 l Wasser durch den Probekörper. Die daraus resultierenden Durchlässigkeitswerte sind:

Versuch Cl-Wasser	Durchlässigkeit in l/h Bereich	Mittel	k_f - Wert in 10^{-7} m/s Bereich	Mittel
I-B-Cl	0,004 bis 0,29	0,08	0,014 bis 1,00	0,29

Die Elutionsergebnisse zeigen nach Abschluß des Versuchs in den vom Grubenwasser nicht beeinflußten Parametern einen Rückgang auf Spurenwerte. Dies gilt besonders für Blei, Kupfer und Zink, in geringerem Umfang auch für Cadmium. Dagegen steigt der Analysenwert für Zinn etwas an.

Der nach 110 Stunden bei nur 0,85 l Wasserdurchfluß durch praktischen "Verschluß" des Probekörpers beendete Versuch I-C-Cl ergab folgende Wasser-Durchlässigkeitswerte:

Versuch Cl-Wasser	Durchlässigkeit in l/h Bereich	Mittel	k_f - Wert in 10^{-7} m/s Bereich	Mittel
I-C-Cl	0,004 bis 0,015	0,01	0,014 bis 0,051	0,04

Das Phänomen weist auf die Wirkung hydraulischer Bindungsvorgänge im Inneren des Abfallkörpers hin. Im Zusammenwirken zwischen dem Calcium- und Sulfatgehalt des RGR-Rückstandes tritt, vermutlich gefördert durch die katalytische Wirkung des Chlorid-Wassers, nahezu spontan eine Eigenverfestigung des Materials infolge Hydratation ein.

Allerdings ist darauf hinzuweisen, daß, in Übereinstimmung mit den Substanzanalysen des Düsseldorfer MVA-Rückstandes und den Ergebnissen der S4-Versuche, aus dem Probekörper bis zuletzt hohe Blei-Konzentrationen austraten. Der Cadmiumgehalt lag demgegenüber auch hier deutlich unter dem Richtwert.

III.5.1.6 Schüttel-Versuche an vorbehandelten Proben

Versuchsbedingungen

Bei der Durchführung der Auslaugungsversuche mit vorbehandelten Proben wurden die bisherigen Ergebnisse mit unbehandelten Proben berücksichtigt.

Wegen der relativ geringen Unterschiede im Verhalten der Stoffproben I-A und I-B wurde neben der Stoffprobe I-C aus Düsseldorf nur noch eine Filterstaub-Probe in die Auslaugungsversuche einbezogen. Da die RGR-Rückstände aus der MVA Essen-Karnap insgesamt einer gesonderten Untersuchung unterzogen wurden (s. Abfallgruppe II), wurde die Stoffprobe I-A aus Oberhausen als Vertreter der Filterstaub-Gruppe gewählt.

Es wurden folgende vorbehandelte Proben gebildet und untersucht:

I-A V0	Filterstaub MVA Oberhausen vorbehandelt, ohne Zement
I-A V10	Filterstaub MVA Oberhausen vorbehandelt, 10 % Zement
I-C V0	RGR-Rückst. MVA Düsseldorf vorbehandelt, ohne Zement
I-C V5	RGR-Rückst. MVA Düsseldorf vorbehandelt, 5 % Zement
I-C V10	RGR-Rückst. MVA Düsseldorf vorbehandelt, 10 % Zement

Zur Abschätzung des Einflusses des bei der Verfestigung verwendeten **Anmachwassers** auf die Elutionsergebnisse wurden sämtliche Proben sowohl mit entmineralisiertem Wasser (W) als auch mit Chlorid-haltigem Grubenwasser (Cl) angesetzt. Die angesetzten Mischungen wurden 28 Tage zur Aushärtung gelagert.

Sämtliche Proben wurden mit Wasser (W) und mit Chlorid-haltigem Grubenwasser (Cl) eluiert. Auf die weitere Verwendung von Sulfat-haltigem Grubenwasser wurde aus den o.a. Gründen verzichtet.

Für die fünf genannten Probe-Mischungen ergeben sich somit je 4 Versuchsansätze mit den Kombinationen

Anmachwasser/Eluens: W/W W/Cl Cl/Cl Cl/W

Die Parameter-Liste für die Eluat-Analysen wurde auf die wichtigsten Werte und Stoffe begrenzt.

Ergebnisse der Schüttel-Versuche

Die Ergebnisse der S4 - Schütteltests mit vorbehandelten Proben sind in den Tabellen III.5/27 bis III.5/31 zusammengestellt.

In den Rechenblättern RIII/5 bis RIII/9 (s. Anhang) sind die Vergleichswerte zur Beurteilung des Einflusses des Anmachwassertyps und des Eluens auf die Eluat-Konzentrationen der untersuchten Stoffe ermittelt.

a) Einfluß des Anmachwasser bei Elution mit Wasser (Cl/W:W/W)

Die Verwendung von Cl-Wasser als Anmachwasser für die Verfestigung der Probekörper ergab bei den durch Wasser eluierten Parametern in einem Fall signifikant höhere Cadmium-Konzentrationen. Auch Antimon wurde deutlich höher ausgelaugt (Probe I-A). Bei den Proben I-A und I-B schlug außerdem der Ammonium-Gehalt des Cl-Wasser durch; der Fluoridgehalt im Versuch I-C V5 war 20 mal höher als bei der Kombination W/W.

b) Einfluß des Anmachwassers bei Elution mit Cl-Wasser (Cl/Cl:W/Cl)

Hier lagen die Werte für Blei, Cadmium und Antimon der Cl/Cl-behandelten Proben in der Regel um Faktoren zwischen 2 und 6 höher als bei den W/Cl-Versuchen. Eine Ausnahme bildete die Probe I-A.

Tabelle III.5/27

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser und Cl-Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 0,45:1

Zementzuschlag: 0 % Versuch I-A V0

Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser

Anmachwasser Eluens		Wasser Wasser	Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Wasser
Parameter		Analysen im Eluat			
Geruch		sw.Amm.	sw.Amm.	sw.Amm.	sw.Amm.
Temperatur	°C	20	50	50	20
Trocken-Rückst.	mg/l	10219	259159	259090	18932
LF	mS/cm	12,1	195,0	196,2	20,8
pH-Wert		11,04	8,73	8,80	10,66
Redoxspannung	mV	268	132	180	230
Stoffe	mg/l:				
Sulfat		2352	<5 (?)	1680	2160
Fluorid		1,3	2,0	1,9	1,1
Kalium		1840	3875	3400	1760
Calcium		482	12650	13375	1275
Blei		0,06	17,4	15,2	<0,05
Cadmium		<0,005	8,42	8,22	0,024
Zink		0,05	1,15	0,48	0,02
Antimon		0,011	0,56	0,51	0,009
Ammonium		0,12	126	103	1,3

Tabelle III.5/28

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser und Cl-Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 0,45:1

Zementzuschlag: 10 % Versuch I-A V10

Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser

Anmachwasser Eluens		Wasser Wasser	Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Wasser
Parameter		Analysen im Eluat			
Geruch		ohne	nach Amm.	nach Amm.	ohne
Temperatur	°C	20	50	50	20
Trocken-Rückst.	mg/l	8557	264370	281300	18406
LF	mS/cm	11,4	195,5	187,0	25,4
pH-Wert		11,89	10,26	9,10	11,91
Redoxspannung	mV	259	129	190	241
Stoffe	mg/l:				
Sulfat		2064	960	240	1728
Fluorid		1,3	1,1	0,79	1,3
Kalium		1445	3310	3110	1515
Calcium		685	12000	13500	1118
Blei		0,27	0,63	2,06	0,26
Cadmium		<0,005	0,754	3,20	<0,005
Zink		0,54	0,05	0,07	0,27
Antimon		0,002	0,221	0,490	0,002
Ammonium		0,11	103	88,1	1,6

Tabelle III.5/29

Stoffprobe I-C: Filterstaub + RGR-Rückstände MVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser und Cl-Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 1:1

Zementzuschlag: 0 % Versuch I-C V0

Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser

Anmachwasser Eluens	Wasser Wasser	Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Wasser
Parameter	Analysen im Eluat			
Geruch	ohne	sw.n.Amm.	sw.n.Amm.	ohne
Temperatur °C	20	50	50	20
Trocken-Rückst. mg/l	12720	289730	274412	18973
LF mS/cm	21,4	221,0	218,8	29,5
pH-Wert	12,33	11,16	9,18	12,30
Redoxspannung mV	212	182	175	252
Stoffe mg/l:				
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	1,5	0,63	0,07	1,1
Kalium	372	1400	1880	272
Calcium	3260	15175	12475	2520
Blei	1,55	39,25	0,28	0,67
Cadmium	<0,005	<0,005	0,031	<0,005
Zink	0,70	0,18	<0,01	0,41
Antimon	0,009	0,013	0,065	0,007
Ammonium	0,60	44,90	54,70	0,92

Tabelle III.5/30

Stoffprobe I-C: Filterstaub + RGR-Rückstände MVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser und Cl-Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 1:1

Zementzuschlag: 5 % Versuch I-C V5

Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser

Anmachwasser Eluens		Wasser Wasser	Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Wasser
Parameter		Analysen im Eluat			
Geruch		ohne	sw.n.Amm.	sw.n.Amm.	ohne
Temperatur	°C	20	50	50	20
Trocken-Rückst.	mg/l	9895	246112	253508	16171
LF	mS/cm	19,4	216,7	222,0	27,6
pH-Wert		12,35	10,08	9,16	12,30
Redoxspannung	mV	222	174	168	277
Stoffe	mg/l:				
Sulfat		<5	<5	<5	<5
Fluorid		0,05	0,16	0,05	1,0
Kalium		379	1570	1792	296
Calcium		2780	14800	12125	2340
Blei		0,51	13,20	0,21	0,40
Cadmium		<0,005	<0,005	0,025	<0,005
Zink		0,18	<0,01	0,03	0,18
Antimon		0,008	0,010	0,051	0,008
Ammonium		1,3	84,7	66,7	0,31

Tabelle III.5/31

Stoffprobe I-C: Filterstaub + RGR-Rückstände MVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser und Cl-Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 1:1

Zementzuschlag: 10 % Versuch I-C V10

Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser

Anmachwasser Eluens		Wasser Wasser	Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Cl-Wasser	Cl-Wasser Wasser
Parameter		Analysen im Eluat			
Geruch		sw.n.Amm.	sw.n.Amm.	nach Amm.	nach Amm.
Temperatur	°C	20	50	50	20
Trocken-Rückst.	mg/l	11026	289205	313285	24648
LF	mS/cm	16,8	196,0	204,0	33,7
pH-Wert		12,54	11,51	11,56	12,68
Redoxspannung	mV	254	169	142	285
Stoffe	mg/l:				
Sulfat		<5	580	760	<5
Fluorid		1,1	0,58	0,65	1,0
Kalium		457	1960	1950	510
Calcium		2960	17000	17600	3260
Blei		0,35	15,45	19,75	0,44
Cadmium		<0,005	0,011	0,006	<0,005
Zink		0,12	0,17	0,13	0,14
Antimon		<0,001	0,018	0,028	<0,001
Ammonium		0,12	92	72	0,75

Trotz dieser Feststellungen kann der Einfluß des Anmachwassers auf die Elutions-Ergebnisse insgesamt als relativ gering bezeichnet werden.

c) Einfluß des Eluens bei Verwendung von Wasser als Anmachwasser

Im Gegensatz zu den verschiedenen Anmachwassertypen hatte die Wahl des Eluens einen sehr deutlichen Einfluß auf die Auslaugungs-Ergebnisse. Die nachstehend dargestellte Matrix von Verhältniswerten

$$f = \frac{\text{Eluat-Konz. durch Cl-Wasser-Auslaugung verdichteter Proben}}{\text{Eluat-Konz. durch Wasser-Auslaugung verdichteter Proben}}$$

zeigt analog zu der entsprechenden Darstellung für unbehandelte Proben, daß einige relevante Stoffe, insbesondere Blei und Cadmium, durch Cl-Wasser wesentlich höher ausgelaugt werden, als durch entmineralisiertes Wasser (vergl. Rechenblätter RIII/5 bis RIII/9 im Anhang).

Parameter	Faktoren f > 1 in den vorbehandelten Stoffproben:				
	I-A V0	I-A V10	I-C V0	I-C V5	I-C V10
Blei	290,00	2,33	25,30	25,80	44,14
Cadmium	1684,00	150,80			2,20
Zink	23,00				1,42
Zinn					
Kupfer					
Antimon	560,00	110,50	1,40	1,25	18,00
Fluorid	1,50				
Ammonium	1050,00	936,40	74,80	65,15	766,67

Bei der Berechnung des Einflusses des Eluens auf die Stoff-Konzentrationen im Eluat bei Verwendung von Cl-Wasser als Anmachwasser ergaben sich ähnliche Vergleichswerte. Aus praktischen Gründen sollte der Verwendung von normalem Wasser zum Verfestigen der Abfallstoffe der Vorzug gegeben werden.

d) Einfluß der Vorbehandlung auf die Eluat-Konzentration

In den Tabellen III.5/32 und III.5/33 sind die Ergebnisse der S4-Versuche mit unbehandelten und unterschiedlich vorbehandelten, mit Wasser angemachten und mit Cl-Wasser eluierten, Proben gegenübergestellt. Die Tabellen enthalten auch die entsprechenden Analysenwerte des Cl-Wassers sowie die Richtwerte für die Deponie-Klasse 2.

Tabelle III.5/32
Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Chlorid-Wasser
Gegenüberstellung der Ergebnisse mit unbehandelten und vorbehandelten Proben

Parameter mg/l	Analysenwerte im S4 - Eluat I-A unb.	I-A V0-W/Cl	I-A V10-W/Cl	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Sulfat	1108	<5	960	<5	
Fluorid	1,6	2,0	1,1	0,21	5,0
Blei	2,64	17,40	0,63	0,22	0,5
Cadmium	10,7	8,42	0,754	0,009	0,05
Zink	1,00	0,05	0,05	4,43	5,0
Zinn	<0,1			0,3	0,5
Kupfer	0,06			0,08	1,0
Antimon	0,79	0,56	0,221	0,001	0,1
Ammonium	38	126	103	116	4,1

Aus den mit 10 % Zement verdichteten Filterstaubproben der MVA Oberhausen werden die interessierenden Stoffe z.T. deutlich geringer ausgelaugt als aus den unbehandelten und den ohne Zement verdichteten Proben.

Am deutlichsten ist der Rückgang bei Cadmium und Blei. Die Konzentrationen dieser Parameter gehen auf Werte unter 1 mg/l zurück, liegen jedoch noch deutlich über den Werten im Grubenwasser und auch über den Richtwerten (insbesondere Cadmium).

Interessant ist die Zurückhaltung von Zink, das im Chlorid-haltigen Grubenwasser mit 4,43 mg/l stark repräsentiert ist, von 1,0 auf 0,05 mg/l durch die 10 %-ige Zement-Zugabe.

Trotz der Abnahme der Eluat-Konzentrationen bleibt der Cadmium-Gehalt mit 0,754 mg/l (ca. 84mal höher als die Konzentration im Grubenwasser) der begrenzende Faktor bei der Bewertung dieses Abfallstoffes. Auch alle anderen Parameter liegen, mit Ausnahme von Zink und Ammonium, mehr oder weniger deutlich über den entsprechenden Konzentrationen im Cl-Grubenwasser.

Tabelle III.5/33
Stoffprobe I-C: Filterstaub+RGR-Rückstand MVA Düsseldorf
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Chlorid-Wasser
Gegenüberstellung der Ergebnisse.

Parameter mg/l	Analysenwerte im S4-Eluat I-C	I-C V0-W/Cl	I-C V5-W/Cl	I-C V10-W/Cl	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Sulfat	<5	<5	<5	580	<5	
Fluorid	0,6	0,63	0,61	0,58	0,21	5,0
Blei	51	39,25	13,2	15,45	0,22	0,5
Cadmium	<0,005	<0,005	<0,005	0,011	0,009	0,05
Zink	0,26	0,18	<0,01	0,17	4,43	5,0
Zinn	<0,1				0,3	0,5
Kupfer	0,12				0,08	1,0
Antimon	0,048	0,013	0,010	0,018	0,001	0,1
Ammonium	75,2	44,90	84,7	92	116	4,1

Die Eluat-Analysenwerte in den nicht bzw. unterschiedlich vorbehandelten Proben I-C aus der MVA Düsseldorf verhalten sich sehr ungleichmässig.

Der **Fluorid**-Gehalt bleibt bei den verschieden vorbehandelten Proben etwa gleich. Er liegt deutlich über dem Fluoridgehalt des Grubenwasser, jedoch um fast eine Zehnerpotenz unter dem Richtwert.

Der **Blei**-Gehalt geht bei 5 % Zementzugabe von 51 auf 13,2 mg/l zurück, steigt jedoch bei 10 % Zementzugabe wieder auf 15,45 mg/l an. In allen Fällen liegt er deutlich über dem Wert des Grubenwasser und über dem Richtwert von 0,5 mg/l.

Die **Cadmium**-Konzentration ist in der mit 10 % Zement behandelten Probe mit 0,011 mg/l (= 2,2mal höher als unbehandelt) am höchsten. Sie liegt knapp über dem Grubenwasserwert und gleichzeitig mit dem Faktor 5 unter dem Richtwert von 0,05 mg/l.

Der **Zink**-Gehalt nimmt trotz des Einflusses des Cl-Wassers geringfügig ab. Er liegt als einziger Parameter weit unter dem entsprechenden Wert des Grubenwassers und dem Richtwert.

Die **Antimon**-Konzentration liegt in den vorbehandelten Proben zwischen 0,010 und 0,018 und damit eine Zehnerpotenz über dem Antimon-Gehalt des Grubenwassers, gleichzeitig jedoch unter dem Richtwert.

Der **Ammonium**-Gehalt wird auch hier durch die hohe Vorbelastung im Chlorid-haltigen Grubenwasser beeinflußt.

Kritischer Inhaltstoff der RGR-Rückstände aus der MVA Düsseldorf ist, wie bereits mehrfach festgestellt, das Blei, das auch mit den untersuchten Verdichtungsmaßnahmen nicht ausreichend zurückgehalten werden kann.

III.5.1.7 Säulen-Versuche an vorbehandelten Proben

Die 5 Stoffproben der Afallgruppe I wurden im Säulentest mit Chlorid-Wasser als Eluens nach Verfestigung mit Wasser (W/Cl) und mit Chlorid-Wasser (Cl/Cl) unter den gleichen Versuchsbedingungen wie die unbehandelten Proben eluiert. Die Probenahme-Intervalle wurden dem Verlauf der Versuche angepaßt.

Die Ergebnisse der Säulen-Versuche mit vorbehandelten Proben sind in den Tabellen III.5/34 bis III.5/43 zusammengefaßt.

Die Abbildungen III.5/27 und III.5/28 enthalten Angaben über Dauer und Durchflußmengen der Druckelutionen mit verfestigten Proben aus Oberhausen bzw. Düsseldorf, jeweils für die Kombinationen Cl/Cl und W/Cl.

Die Austrags-Konzentrationen der Stoffe Blei, Cadmium und Zink während der Säulenversuche mit den Proben aus Oberhausen sind in den Abbildungen III.5/29 und III.5/30 eingetragen. Die entsprechenden Darstellungen für die Untersuchungen mit den Proben aus Düsseldorf zeigen die Abbildungen III.5/31 und III.5/32.

Die Darstellungen belegen zunächst den bereits bei den Schüttelversuchen erwähnten geringen Einfluß des zur Verfestigung der Proben verwendeten Anmachwassers. Die Elutions-Konzentrationen verlaufen in beiden Vergleichsfällen W/Cl und Cl/Cl annähernd parallel mit geringen Unterschieden in der absoluten Höhe der Werte (Ausnahme: Zn-Gehalt in den Eluaten des Versuchs I-A V10).

Im übrigen sind die Konzentrations-Verläufe der Schwermetalle in den Eluaten während der Drucksäulen-Versuche recht unterschiedlich. In der Probe 1-A (MVA Oberhausen) ohne Zementzusatz steigt der Bleigehalt, während die Cadmium- und Zink-Konzentrationen signifikant abnehmen. In der Probe I-A mit 10 % Zementzusatz liegen die Verhältnisse nahezu umgekehrt. Die Konzentration von Blei nimmt ab, die von Cadmium und Zink nehmen tendenziell zu.

Tabelle III.5/34

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 0,45:1

Zementzuschlag: 0 % Versuch I-Ak V0 W/Cl

Auslaugung im Drucksäulentest mit Clorid-Wasser

Parameter	Analysenwerte im Eluat						
	1	2	3	4	5	6	7
Stunden	0,23	0,38	0,55	1,23	3,60	8,05	15,25
Liter	0,5	1,0	2,0	4,0	10,0	20,0	40,0
k_f 10^{-7} m/s	8,0	11,8	20,8	10,4	9,0	7,9	9,6
Geruch	ohne	NH_3	NH_3	sw.NH_3	sw.NH_3	sw.NH_3	sw.NH_3
Temp. °C	37,7	35,6	35,9	36,6	32,6	32,2	31,6
Tr.-Rst. g/l	273,900	240,470	245,940	256,240	252,060	254,400	273,360
LF mS/cm	230,400	216,800	223,600	216,800	222,500	214,500	217,900
pH-Wert	7,77	9,50	9,33	9,44	9,23	9,13	8,92
Redoxsp. mV	144	43	28	59	16	90	80
Stoffe mg/l:							
Sulfat	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,8	0,9	1,1	2,0	5,3	5,1	5,1
Kalium	32500	1910	1582	1582	1380	1340	1275
Calcium	6025	14300	14050	14070	12950	12100	11700
Blei	0,66	0,78	3,67	2,06	13,8	15,8	12,7
Cadmium	14,65	26,70	19,40	11,40	4,64	2,30	0,491
Zink	1,70	<0,01	0,30	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Zinn							
Kupfer							
Antimon	0,136	0,065	0,56	1,02	0,56	0,23	0,095
Ammonium	21,0	56,0	106	59,0	64,0	66,0	72,0

Tabelle III.5/35

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Chlorid-Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 0,45:1

Zementzuschlag: 0 % Versuch I-A V0 Cl/Cl

Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Parameter	Analysenwerte im Eluat						
	1	2	3	4	5	6	7
Stunden	0,53	0,80	1,73	3,41	8,28	15,18	<22,90
Liter	0,5	1,0	2,0	4,0	10,0	20,0	28,8
k_f 10^{-7} m/s	3,43	5,2	4,28	4,33	4,48	5,30	>4,14
Geruch	NH_3	NH_3	NH_3	NH_3	NH_3	NH_3	NH_3
Temp. °C	35,4	36,8	37,0	38,5	30,0	30,0	26,9
Tr.-Rst. g/l	346,189	250,104	242,541	232,969	229,928	234,567	237,400
LF mS/cm	266,700	219,100	217,900	212,200	220,200	219,900	219,100
pH-Wert	9,72	9,84	9,83	9,59	9,31	9,13	9,01
Redoxsp. mV	24	14	3	6	8	-33	152
Stoffe mg/l:							
Sulfat	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,4	0,4	0,6	3,4	4,6	4,9	5,5
Kalium	34500	3700	1400	1270	1275	1325	1285
Calcium	7550	14750	14625	13500	12700	11800	11650
Blei	7,62	2,70	9,12	6,24	16,00	14,60	21,20
Cadmium	14,70	9,45	13,10	13,40	6,66	1,57	1,02
Zink	1,19	0,63	0,52	0,43	0,20	<0,01	<0,01
Zinn							
Kupfer							
Antimon	0,27	0,24	0,42	0,65	0,52	0,24	0,23
Ammonium	20	46	63	61	64	63	72

Tabelle III.5/36

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 0,45:1

Zementzuschlag: 10 % Versuch I-A V10 W/Cl

Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	4
Stunden	0,27	0,52	2,00	43,08
Liter	0,5	1,0	2,0	3,1
k_f 10^{-7} m/s	6,55	7,07	2,38	0,08
Geruch	NH_3	NH_3	NH_3	NH_3
Temp. °C	39,8	40,4	40,0	40,5
Tr.-Rst. g/l	267,790	244,360	250,020	250,550
LF mS/cm	234,200	207,900	206,200	201,600
pH-Wert	10,13	10,54	10,70	10,05
Redoxsp. mV	90	57	57	148
Stoffe mg/l:				
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	1,5	1,0	1,0	0,97
Kalium	20125	1965	1190	1275
Calcium	6625	11000	11350	12250
Blei	6,34	32,0	26,5	17,7
Cadmium	4,79	1,76	1,51	1,99
Zink	0,35	0,26	0,15	0,20
Zinn				
Kupfer				
Antimon	0,081	0,084	0,092	0,092
Ammonium	56,3	80,5	77,3	24,5

Tabelle III.5/37

Stoffprobe I-A: Filterstaub MVA Oberhausen
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Chlorid-Wasser
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 0,45:1

Zementzuschlag: 10 % Versuch I-A V10 Cl/Cl

Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Parameter	Analysenwerte im Eluat (Raumtemperatur)				
	1	2	3	4	5
Stunden	0,83	1,80	4,08	6,58	43,30
Liter	0,5	1,0	2,0	4,0	9,0
k_f 10^{-7} m/s	1,7	1,5	1,3	2,3	0,4
Geruch	NH_3	NH_3	NH_3	NH_3	NH_3
Temp. °C	38,2	38,0	37,0	38,0	20,5
Tr.-Rst. g/l	332,360	247,510	247,760	250,650	255,630
LF mS/cm	242,000	210,000	206,500	206,300	206,300
pH-Wert	10,80	11,02	10,98	10,65	9,99
Redoxsp. mV	45	39	49	58	130
Stoffe mg/l:					
Sulfat	<5	<5	<5	<5	<5
Fluorid	2,5	1,1	1,2	1,1	0,97
Kalium	20850	1650	970	1080	1125
Calcium	6925	11550	10975	11650	11275
Blei	21,4	62,3	41,0	28,4	14,3
Cadmium	1,04	0,61	1,04	1,51	2,73
Zink	0,15	0,81	0,90	0,80	0,80
Zinn					
Kupfer					
Antimon	0,018	0,021	0,026	0,067	0,230
Ammonium	11,1	48,0	63,5	61,0	56,0

Tabelle III.5/38
Tabelle III.5/39

Stoffprobe I-C: Filterstaub + RGR-Rückstand MVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 1:1

Zementzuschlag: 0 %

Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Anmachwasser Parameter	Tabelle I-28 Wasser I-C V0 W/Cl Analysenwerte im Eluat 1	Tabelle I-29 Chlorid-Wasser I-C V0 Cl/Cl Analysenwerte im Eluat 1
Stunden	97,08	98,5
Liter	0,11	0,45
k_f 10^{-9} m/s	0,3	2,0
Geruch	ohne	sw.NH_3
Temp. °C	45,0	44,8
Tr.-Rst. g/l	302,470	278,090
LF mS/cm	206,200	212,200
pH-Wert	6,28	10,36
Redoxsp. mV	250	86
Stoffe mg/l:		
Sulfat	<5	<5
Fluorid	4,8	0,22
Kalium	18450	7250
Calcium	100000	42700
Blei	19,24	22,2
Cadmium	0,046	0,474
Zink	0,05	1,56
Zinn		
Kupfer		
Antimon	0,11	0,44
Ammonium	23,9	16,8

Tabelle III.5/40
Tabelle III.5/41

Stoffprobe I-C: Filterstaub + RGR-Rückstand MVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 1:1

Zementzuschlag: 5 %

Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Anmachwasser	Tabelle III/34 Wasser I-C V5 W/Cl			Tabelle III/35 Chlorid-Wasser I-C V5 Cl/Cl	
Parameter	Analysenwerte im Eluat			Anal.-Werte Eluat	
	1	2	3	1	2
Stunden	24,75	76	170	52	143,5
Liter	0,5	1,0	1,55	0,5	0,54
k_f 10^{-9} m/s	7,4	3,1	2,0	3,3	2,0
Geruch	sw.NH_3	NH_3	NH_3	sw.NH_3	st.NH_3
Temp. °C	42,3	44,5	44,0	46,1	45,2
Tr.-Rst. g/l	279,500	264,250	263,650	433,700	300,820
LF mS/cm	213,000	206,000	209,000	237,800	217,000
pH-Wert	11,32	10,86	9,03	10,86	9,64
Redoxsp. mV	-65	+40	+210	-29	+151
Stoffe mg/l:					
Sulfat	<5	<5	<5	<5	
Fluorid	2,1	0,05	0,06	0,07	0,09
Kalium	6740	1230	1440	6975	2270
Calcium	33000	12125	10500	39000	15400
Blei	68,8	21,1	0,26	52,3	2,8
Cadmium	0,005	0,012	0,008	0,009	0,031
Zink	3,82	0,22	0,08	1,43	0,12
Zinn					
Kupfer					
Antimon	0,040	0,024	0,014	0,026	0,022
Ammonium	29,9	74,4	74,4	17,8	66,0

Tabelle III.5/42
Tabelle III.5/43

Stoffprobe I-C: Filterstaub + RGR-Rückstand MVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung
Verhältnis Anmachwasser:Abfallstoff = 1:1

Zementzuschlag: 10 %

Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Anmachwasser	Tabelle I-32 Wasser I-C V10 W/C1				Tabelle I-33 Chlorid-Wasser I-C V10 C1/C1		
Parameter	Analysenwerte im Eluat				Analysenwerte im Eluat		
	1	2	3	4	1	2	3
Stunden	10,35	25,18	65,93	145,18	23,1	66,13	146,51
Liter	0,33	0,83	2,1	4,15	0,2	0,5	0,8
k_f 10^{-8} m/s	1,1	1,2	1,1	0,9	0,26	0,48	0,29
Geruch	NH_3	st.NH_3	st.NH_3	st.NH_3	NH_3	NH_3	NH_3
Temp. °C	44,5	45,3	49,5	47,3	44,5	49,8	47,2
Tr.-Rst. g/l	257,980	295,360	288,940	299,260	204,740	357,660	256,460
LF mS/cm	204,300	211,100	216,800	299,260	248,600	234,900	215,700
pH-Wert	10,8	10,6	10,4	10,2	10,1	9,7	9,3
Redoxsp. mV	-27	-54	-14	-1	+18	0	+44
Stoffe mg/l							
Sulfat	<5	<5	<5	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,11	0,07	0,06	0,05	0,11	<0,05	<0,05
Kalium	8225	4150	2130	1540	9450	5975	1755
Calcium	30250	20000	16200	15350	35560	26500	14100
Blei	72,36	38,0	13,6	7,6	102	22,8	1,23
Cadmium	0,005	<0,005	<0,005	<0,005	0,100	<0,005	<0,005
Zink	0,47	0,33	0,09	0,07	1,36	0,21	<0,01
Zinn							
Kupfer							
Antimon	0,022	0,016	0,004	0,004	0,024	0,012	0,004
Ammonium	31,2	54,1	77,4	71,5	18,1	37,9	63,5

Etwas eindeutiger verlaufen die Schwermetall-Konzentrationen während der Druckelutions-Versuche mit der Probe I-C (MVA Düsseldorf). Mit Ausnahme des Cadmiums im Versuch I-C V5- Cl/Cl gehen die Werte mit der Durchflußmenge deutliche zurück. Die Cadmium- und Zink-Konzentrationen liegen bereits nach 0,5 l Durchfluß unter den entsprechenden Konzentrationen im Chlorid-Wasser. Dagegen bleibt der Bleigehalt auch nach 4 l Durchfluß (Versuch I-C V10-W/Cl) noch mehrere Zehnerpotenzen über dem Vergleichswert des Cl-Wassers.

Die Versuchsabläufe sowie die bei den Versuchen der Kombination W/G ermittelten Durchlässigkeitsbeiwerte k_f sind nachfolgend zusammengestellt. In der vergleichenden Darstellung sind auch die mit unbehandelten Proben bei Elution mit Cl-Wasser erzielten Ergebnisse enthalten:

Versuch	Zeit (h)	Menge (l)	Proben Anzahl	Durchlässigkeitsbeiwert Bereich	Mittel	k_f m/s
I-A-Cl	537,05	527,70	59	0,48 - 10,61	5,25	10^{-7}
I-A V0-W/Cl	15,25	40,0	7	7,90 - 20,80	11,10	10^{-7}
I-A V10-W/Cl	43,08	3,1	4	0,08 - 7,07	5,33	10^{-7}
I-C-Cl	110,30	0,84	2	1,4 - 5,0	4,0	10^{-9}
I-C V0-W/Cl	97,08	0,11	1	(ein Wert)	3,0	10^{-10}
I-C V5-W/Cl	170,00	1,55	3	2,0 - 7,4	4,2	10^{-9}
I-C V10-W/Cl	145,18	4,05	4	0,9 - 1,2	1,08	10^{-8}

Im Verlauf der Druckelutionen mit vorbehandelten Proben wurden von dem Untersuchungspersonal Ammoniak-Gerüche wahrgenommen.

Die Beobachtungen weisen darauf hin, daß mit steigendem Zementzusatz höhere Mengen an gasförmigem Ammoniak ausgetrieben werden können. In den Fällen "ohne Geruchsempfindung" (--) lagen die pH-Werte zwischen 6,3 und 7,8 niedriger als bei allen anderen Fällen (9,0 bis 11,3). Eine Relation zwischen dem aktuellen pH-Wert und der Geruchsempfindung von "schwach" (+-)bis "stark" (++)ist jedoch nicht festzustellen (s. nachfolgende Zusammenstellung).

Geruchsempfindungen "nach Ammoniak" bei den Druckelutionen							
Versuch	Beginn	pH	Verlauf	pH	Ende	pH	Tendenz
I-A VO-W/Cl	--	7,8	+	9,4	+-	8,9	wechselnd
I-A V10-W/Cl	+	10,1	+	10,6	+	10,1	gleich
I-C VO-W/Cl	--	6,3	--	6,3	--	6,3	(1 Wert)
I-C V5-W/Cl	+-	11,3	+	10,9	+	9,0	zunehmend
I-C V10-W/Cl	+	10,8	++	10,5	++	10,2	zunehmend

III.5.1.8 Stoffbilanzen

Die Ergebnisse der Säulen-Versuche mit unbehandelten und vorbehandelten Proben erlauben eine erste Abschätzung der Stoffbewegungen innerhalb des Systems während der Druckelutionen.

In den Rechenblättern RIII/10 bis RIII/17 (s. Anhang) wurden offene Stoff-Bilanzen für die Parameter Blei, Cadmium, Zink und Antimon aufgestellt. Es wurden die Massenanteile dieser Stoffe im Eluat in Prozent, bezogen auf deren Massenanteile in den Probekörpern ermittelt. Bei den Berechnungen blieben die entsprechenden Stoffinhalte des Cl-Grubenwasser unberücksichtigt. Die Ergebnisse der Berechnungen sind nachfolgend getrennt für die Stoffproben I-A und I-C aufgelistet (vergl. Abbildungen III.5/33 und III.5/34):

a) Stoff-Bilanzen Probe I-A

Versuch	Dauer	Durchfluß	Anteile der Stoffe im Eluat %			
	h	l	Blei	Cadmium	Zink	Antimon
I-A-Cl	47,15	27,30	2,78	57,28	9,86	6,02
I-A VO-W/Cl	15,25	40,00	9,47	53,32	0,01	3,49
I-A V10-W/Cl	43,08	3,10	1,29	3,17	0,00	0,10

Der Versuch I-A-Cl wurde in dem Vergleich nur bis zur Dauer von 47,15 Stunden (Durchflußmenge 27,3 l) ausgewertet.

Der Ansatz I-A V0 wurde nach 15,25 Stunden und 40 l Durchfluß abgebrochen.

Im Versuch I-A V10 konnten innerhalb der letzten 41 Stunden nur noch 1,1 l Cl-Wasser durchgesetzt werden. Es ist nicht bekannt, ob der hohe Durchflußwiderstand am Ende des Versuchs durch den Zementzusatz oder durch andere Erscheinungen verursacht wurde. Der k_f-Wert betrug in diesem Abschnitt $8 \cdot 10^{-10}$ m/s.

Gegenüber der unbehandelten Probe I-A-Cl zeigt das Auslaugeverhalten der mit Anmachwasser ohne Zementzugabe eluierten Probe I-A V0 keine signifikanten Verbesserungen bei Blei und Cadmium. Zink und Antimon wurden demgegenüber deutlich geringer eluiert.

Durch die Zugabe von 10 % Zement zu der Filterstaubprobe Oberhausen (I-A V10) wurden deutliche Verbesserungen in allen interessierenden Parametern erreicht. Der Cadmium-Austrag geht von 57,28 % auf 3,17 % des Cadmiumanteils in der Probe zurück. Zink und Antimon werden praktisch nicht weiter ausgetragen.

b) Stoff-Bilanzen Probe I-C

Versuch	Dauer	Durchfluß	Anteile der Stoffe im Eluat %			
	h	l	Blei	Cadmium	Zink	Antimon
I-C-Cl	110,30	0,85	57,73	0,42	2,11	38,91
I-C V0-W/Cl	97,08	0,11	0,21	0,01	0,00	0,00
I-C V5-W/Cl	170,00	1,55	3,70	0,02	0,06	0,01
I-C V10-W/Cl	145,18	4,15	5,44	0,03	0,01	0,01

Wie bereits erwähnt, wurde der Versuch I-C-Cl bis zum praktischen Ende des Wasseraustritts geführt. Nach einer Durchflußmenge von 0,85 l war der Probekörper wasserundurchlässig geworden. Gleichwohl wurden bis zu diesem Zeitpunkt (110,3 Stunden) über 50 % der in der Abfallprobe enthaltenen Bleianteile ausgewaschen.

Demgegenüber zeigen die Versuche mit vorbehandelten Proben bei vergleichbaren Versuchsdauern wesentlich geringere Austragsquoten aller untersuchten Stoffe. Dabei übt offensichtlich die Höhe der Zementzugabe keinen bzw. sogar einen entgegengesetzt gerichteten Einfluß aus. Mit zunehmendem Zementanteil werden größere Quoten der im Probekörper enthaltenen Stoffe ausgelaugt. Allerdings steigen auch die durchgesetzten Wassermengen mit zunehmendem Zementzusatz im Verhältnis 1 : 15 : 40.

III.5.1.9 Zusammenfassung Abfallgruppe I

Die wichtigsten Ergebnisse der **Elutions-Untersuchungen** der Stoffe aus der Abfallgruppe I sind in den Tabellen III.5/44 für die unbehandelten Proben und III.5/45 für die vorbehandelten Proben zusammengestellt.

Tabelle III.5/44
Abfallgruppe I Untersuchungs-Ergebnisse mit unbehandelten Proben

Untersuchungen Analysen	Probe I-A-Cl	Probe I-B-Cl	Probe I-C-Cl	Cl- Wasser
S4-Versuche mit Cl-Wasser				
Eluatkonzentrationen in mg/l				
Blei	2,64	103,00	51,00	0,22
Cadmium	10,70	13,08	< 0,005	0,009
Zink	1,00	121,00	0,26	4,43
Säulenversuche mit Cl-Wasser				
Durchl.-Beiwert k_f 10^{-7} m/s	5,25	0,29	0,04	
Beobachtungsdauer h	47,15		110,30	
Durchflußmenge l	27,30		0,85	
Stoffaustrag im Eluat in %				
Blei	2,78		57,70	
Cadmium	57,30		0,40	
Zink	9,90		2,10	

Tabelle III.5/45
Abfallgruppe I Untersuchungs-Ergebnisse mit vorbehandelten Proben

Untersuchungen Analysen	MVA Oberhausen I-A V0	 I-A V10	MVA Düsseldorf I-C V0	 I-C V5	 I-C V10
S4-Versuche mit Cl-Wasser					
Eluatkonzentrationen mg/l					
Blei	17,40	0,63	39,20	13,20	15,50
Cadmium	8,42	0,754	<0,005	<0,005	0,011
Zink	1,15	0,05	0,18	<0,001	0,17
Säulenversuche Cl-Wasser					
D.-Beiwert k_f 10^{-7} m/s	11,10	5,30	0,003	0,042	0,108
Beobachtungsdauer h	15,25	43,08	97,08	107,00	145,18
Durchflußmenge l	40,00	3,10	0,11	1,15	4,15
Stoffaustrag Eluat %					
Blei	9,47	1,29	0,21	3,70	5,44
Cadmium	53,32	3,17	0,01	0,02	0,03
Zink	0,01	0,00	0,00	0,06	0,01

Mit einer Ausnahme (Cadmium-Austrag aus der Probe I-C bei verschiedenen Ansätzen) liegen alle Schwermetallkonzentrationen im Cl-Wasser-Eluat deutlich über den Konzentrationen im Lösungswasser.

Andere Stoffe, vor allem Salze, sind in dem Grubenwasser in so hohen Konzentrationen enthalten, daß durch die Auslaugung aus eingelagerten MVA-Rückständen keine Konzentrationserhöhung eintreten dürfte.

Ein Vergleich zwischen den Elutions-Konzentrationen mit Wasser (aqua demineralisata) und mit chloridhaltigem Grubenwasser (s. Tabelle III.5/46) zeigt, daß einige Schadstoffe, vor allem Blei und Cadmium mit Grubenwassser deutlich stärker eluiert werden als mit entmineralisiertem Wasser.

Tabelle III.5/46
Elutions-Konzentrationen bei den S4-Versuchen in mg/l.
Gegenüberstellung der Werte bei Auslaugung mit Aqua dem.
und mit Chlorid-haltigem Grubenwasser.
Verhältniswerte Cl-Wasser : Aqua

Probe	Blei			Zink			Cadmium		
	Aqua (1)	Cl-W. (2)	Verh. (2):(1)	Aqua (1)	Cl-W. (2)	Verh. (2):(1)	Aqua (1)	Cl-W. (2)	Verh. (2):)1)
I-A	0,49	2,64	5,39	0,51	1,00	1,96	0,005	10,700	2140,0
I-A V0	0,06	17,40	290,00	0,05	1,15	23,00	0,005	8,420	1684,0
I-A V10	0,27	0,63	2,33	0,54	0,05	0,09	0,005	0,754	150,0
I-B	0,09	13,28	147,56	0,16	121,00	756,25	0,065	13,780	212,0
I-C	4,00	51,00	12,75	3,10	0,26	0,08	0,005	0,005	1,0
I-C V0	1,55	39,25	25,32	0,70	0,18	0,26	0,005	0,005	1,0
I-C V5	0,51	13,20	25,88	0,18	0,01	0,06	0,005	0,005	1,0
I-C V10	0,35	15,45	44,14	0,12	0,17	1,42	0,005	0,011	2,2

Zusammenfassend wird festgestellt:

Bei der untertägigen Ablagerung unkonditionierter Filterstäube und RGR-Trocken-Rückstände aus Müllverbrennungsanlagen kann ein unzulässig hoher Schadstoffaustrag gegenüber dem Grundwasser des Steinkohlengebirges generell nicht ausgeschlossen werden.

Das bei einigen Materialien (Mischungen aus Filterstaub und Reaktionsprodukten der quasitrockenen Rauchgasreinigung) beobachtete stoffeigene Rückhaltevermögen kann zwar als zeitlich begrenzte zusätzliche innere Barriere gegenüber der Auslaugung von Schadstoffen angesehen werden, reicht jedoch nicht aus, um die oben getroffene generelle Aussage zu entkräften.

Die Zumischung von bis zu 10 % Zement zu dem Filterstaub bzw. den gemischten trockenen RGR-Rückständen hat keine entscheidende Verbesserung der Rückhalteeigenschaften erbracht. Der Einfluß anderer, gezielter Konditionierungsmaßnahmen wäre von Fall zu Fall zu untersuchen.

III.5.2 Abfallgruppe II
Rückstandsgemisch aus der MVA Essen-Karnap

III.5.2.1 Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben

Im Rahmen der Abfallgruppe II wurden die Rückstände aus der Rauchgasreinigung der Müllverbrennungsanlage Essen-Karnap als Gesamt-Mischung untersucht. Dabei sollte überprüft werden, ob sich die vermischten Rückstände aus einer nassen RGR-Anlage (vergl. III.5.1.1) ähnlich verhalten wie die Rückstände aus der Quasitrocken-RGR-Anlage der MVA Düsseldorf.

Die Mischprobe Essen-Karnap wurde mengenproportional aus den einzeln anfallenden Rückständen:

Filterstaub	72 %	(Probe II-A)
Kesselasche	10 %	(Probe II-B)
Gipsschlamm	11 %	(Probe II-C)
Kalkschlamm	7 %	(Probe II-D)

zusammengestellt und wird als Probe II-M bezeichnet. Für jeden Einzelstoff war vorher eine repräsentative Wochenmischprobe erstellt worden.

III.5.2.2 Substanzanalysen

Sämtliche Einzelproben sowie die Mischprobe wurden auf ihre Inhaltsstoffe untersucht. Es wurden jeweils 2 Parallel-Analysen durchgeführt. Die Resultate der Parallelproben 1 und 2 wurden zu Durchschnittswerten gemittelt. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/47 bis III.5/51 zusammengestellt. Tabelle III.5/47 enthält darüberhinaus zum Vergleich die Ergebnisse der Substanzanalyse des Filterstaubes I-B (MVA Essen-Karnap) aus der Abfallgruppe I (s. Tabelle III.5/2).

Weitere Vergleichswerte sind in den Tabellen III.5/47, III.5/49, III.5/50 und II/.5/51 eingetragen. Hierbei handelt es sich um Ergebnisse von Substanzanalysen, die von der Betreiberfirma RWE der MVA Essen-Karnap im Dezember 1988 durchgeführt wurden. In der Tabelle III.5/52 sind die Mittelwerte aus allen Einzelstoff-Untersuchungen gegenübergestellt.

Die Analysenergebnisse des **Filterstaubes II-A** zeigen die typische Zusammensetzung einer vor der weitergehenden Rauchgaswäsche trokken ausgetragenen Flugasche. Wie schon bei der Probe I-B wurden sehr hohe Werte an Zink, Zinn, Blei und Cadmium gefunden. Im Vergleich mit der Probe 1-B fallen zwar die Konzentrationen für Ammonium, Arsen und Antimon etwas aus dem Rahmen, im übrigen liegen die Werte jedoch innerhalb normaler Streubreiten.

Die Zusammensetzung der **Kesselasche II-B** ähnelt der des Filterstaubes. Beide Rückstände enthalten relativ hohe Schwermetallgehalte mit Ausnahme von Quecksilber, das im Anfallsbereich dieser Proben zum größten Teil noch flüchtig ist. Die Temperaturabhängigkeit der Hg-Abscheidung wird auch in dem sehr niedrigen Analysenwert in der Kesselasche gegenüber der immerhin zehnfachen Konzentration im Filterstaub deutlich.

Der **Gipsschlamm II-C** fällt am Austrag des Vacuumbandfilters hinter dem Hydrozyklon als Reaktionsprodukt der Naßwäsche mit ca. 37 % Restwassergehalt an. Er enthält über 0,7 mg/kg polyzyklische aromatische Kohlenwasserstoffe (PAK), in erster Linie (94 %) Fluoranthen. Demgegenüber fallen die Schwermetalle in diesem Reststoff nicht sehr ins Gewicht, Cadmium und Zinn sind nur noch in Spuren an der Grenze der Nachweisbarkeit enthalten.

Der **Kalkschlamm II-D** stammt aus dem Vacuumbandfilter der Kläranlage, in der das Waschwasser neutralisiert und gereinigt wird. Er fällt mit einem Wassergehalt von ca. 52 % an. In diesem Rückstand wurde vor allem Quecksilber in hoher Konzentration gefunden. Auch Blei und Zink zeigten in diesem Stoff wieder höhere Werte.

In der Substanzanalyse des **Mischprobe II-M** spiegelt sich der dominierende Anteil des Filterstaubes an dem Gesamtgemisch wider. Mit Ausnahme von Sulfat, Fluorid und Quecksilber, die in erster Linie aus den beiden Schlämmen stammen, stellt die Mischprobe ein relativ gering verdünntes Pendant des Filterstaubes dar.

Tabelle III.5/47
Stoffprobe II-A: Filterstaub MVA Essen-Karnap
Substanzanalysen

Parameter		Analysenwerte II-A Probe 1	Probe 2	Mittel	Vergleichswerte I-B (Mittel)	RWE
Trockensubstanz	%	99,70	99,71	99,70		
Wassergehalt	%	0,30	0,29	0,30		
Glühverlust	%	4,80	4,80	4,80		
TOC	%	2,21	2,20	2,20		
PAK	µg/kg TS					
Summe		36	41	38,5	50	
Fluoranthen		31	36	33,5		
Benzo(k)fluoranthen		<1	1	<1		
Benzo(b)fluoranthen		<1	1	<1		
Benzo(a)pyren		<1	<1	<1		
Indeno(1,2,3-cd)pyren		<1	<1	<1		
Benzo(g,h,i)perylen		<1	<1	<1		
Stoffe	mg/kg TS					
Chlorid		72165	72375	72270	43674	37400
Sulfat		74050	74000	74025	67714	
Sulfid		3,23	3,51	3,37	1,04	
Ammonium		15	16	15,5	121	
Fluorid		372	380	376	332	2300
Bor		196	190	193	247,5	
Lithium		74	70	72	72,5	
Strontium		279	273	276	268	
Barium		104	102	103	177	
Kupfer		525	526	525,5	626	538
Zink		19000	19100	19050	16385	14340
Nickel		95	95	95	102	142
Chrom gesamt		120	120	120	146	
Cadmium		265	264	264,5	270,5	208
Quecksilber		13	12	12,5	10,8	21,7
Blei		5930	5900	5915	5606	5170
Zinn		1476	1484	1480	1193	
Arsen		71	72	71,5	31,5	74
Antimon		750	770	760	372	
Beryllium		<0,1	<0,1	<0,1	3,5	
Cobalt		23	26	24,5	26	37,7
Selen		0,9	1,0	0,95	-	16,8
Thallium		n.a.	n.a.	n.a.	4,15	<0,05
Vanadium		46	46	46	59	

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/48
Stoffprobe II-B: Kesselasche MVA Essen-Karnap
Substanzanalysen

Parameter		Analysenwerte II-B Probe 1	Probe 2	Mittel
Trockensubstanz	%	99,66	99,65	99,66
Wassergehalt	%	0,34	0,34	0,34
Glühverlust	%	3,77	3,75	3,76
TOC	%	2,51	2,55	2,53
PAK	µg/kg TS			
Summe		69	68	68,5
Fluoranthen		61	60	60,5
Benzo(k)fluoranthen		1	1	1
Benzo(b)fluoranthen		2	2	2
Benzo(a)pyren		2	3	2,5
Indeno(1,2,3-cd)pyren		<1	1	<1
Benzo(g,h,i)perylen		2	1	1,5
Stoffe	mg/kg TS			
Chlorid		7875	7860	7867
Sulfat		90300	91320	90810
Sulfid		33,4	34,1	33,75
Ammonium		<5	<5	<5
Fluorid		145	145	145
Bor		99	97	98
Lithium		36	35	35,5
Strontium		31	29	30
Barium		17	18	17,5
Kupfer		405	402	403,5
Zink		10800	10770	10785
Nickel		125	122	123,5
Chrom gesamt		115	113	114
Cadmium		130	130	130
Quecksilber		1,3	1,4	1,35
Blei		4350	4370	4360
Zinn		124	122	123
Arsen		25	27	26
Antimon		109	107	108
Beryllium		<0,1	<0,1	<0,1
Cobalt		21	20	20,5
Selen		1,1	1,0	1,05
Thallium		n.a.	n.a.	n.a.
Vanadium		<5	<5	<5

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/49
Stoffprobe II-C: Gipsschlamm MVA Essen-Karnap
Substanzanalysen

Parameter		Analysenwerte II-C Probe 1	Probe 2	Mittel	Wert RWE
Trockensubstanz	%	63,02	63,08	63,05	
Wassergehalt	%	36,98	36,92	36,95	
Glühverlust	%	2,59	2,61	2,60	
TOC	%	0,08	0,10	0,09	
PAK	µg/kg TS				
Summe		684	687	685,5	
Fluoranthen		670	680	675	
Benzo(k)fluoranthen		2	1	1,5	
Benzo(b)fluoranthen		4	3	3,5	
Benzo(a)pyren		2	1	1,5	
Indeno(1,2,3-cd)pyren		5	<1	2,5	
Benzo(g,h,i)perylen		<1	<1	<1	
Stoffe	mg/kg TS				
Chlorid		1668	1595	1632	1000
Sulfat		621000	622560	621780	
Sulfid		1,49	1,41	1,45	
Ammonium		<5	<5	<5	
Fluorid		5660	5620	5640	4600
Bor		45	48	46,5	
Lithium		<5	<5	<5	
Strontium		<5	<5	<5	
Barium		0,6	0,8	0,7	
Kupfer		5,6	5,6	5,6	9,1
Zink		40	37	38,5	75,5
Nickel		<3	<3	<3	<0,5
Chrom gesamt		3	2,9	2,95	
Cadmium		<0,5	0,6	0,5	<0,5
Quecksilber		14	14	14	21,2
Blei		21	20	20,5	36
Zinn		<10	<10	<10	
Arsen		2,7	2,7	2,7	2,5
Antimon		6,2	6,2	6,2	
Beryllium		<0,1	<0,1	<0,1	
Cobalt		11	10	10,5	<0,5
Selen		21	22	21,5	9,4
Thallium		n.a.	n.a.	n.a.	<0,5
Vanadium		<5	<5	<5	

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/50
Stoffprobe II-D: Kalkschlamm MVA Essen-Karnap
Substanzanalysen

Parameter		Analysenwerte II-D Probe 1	Probe 2	Mittel	Wert RWE
Trockensubstanz	%	47,77	47,80	47,78	
Wassergehalt	%	52,23	52,20	52,22	
Glühverlust	%	6,37	6,35	6,36	
TOC	%	0,20	0,22	0,21	
PAK	µg/kg TS				
Summe		230	296	263	
Fluoranthen		220	290	255,5	
Benzo(k)fluoranthen		2	1	1,5	
Benzo(b)fluoranthen		3	2	2,5	
Benzo(a)pyren		2	1	1,5	
Indeno(1,2,3-cd)pyren		2	1	1,5	
Benzo(g,h,i)perylen		1	<1	<1	
Stoffe	mg/kg TS				
Chlorid		122940	123100	123020	68900
Sulfat		219000	215500	217250	
Sulfid		1,55	1,60	1,58	
Ammonium		<5	<5	<5	
Fluorid		2086	2076	2081	2600
Bor		48	43	45,5	
Lithium		5	<5	2,5	
Strontium		<5	<5	<5	
Barium		0,5	0,8	0,65	
Kupfer		32	31	31,5	24,6
Zink		1365	1370	1367	798
Nickel		8,0	8,3	8,15	10,7
Chrom gesamt		9,7	9,3	9,5	
Cadmium		23	24	23,5	15,4
Quecksilber		1094	1092	1093	421
Blei		510	509	509,5	232
Zinn		<10	<10	<10	
Arsen		5,7	5,2	5,45	3,0
Antimon		40	39	39,5	
Beryllium		<0,1	<0,1	<0,1	
Cobalt		12	11	11,5	4,2
Selen		6,0	6,3	6,15	4,2
Thallium		n.a.	n.a.	n.a.	<0,5
Vanadium		<5	5	2,5	

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/51
Mischprobe II-M: RGR-Rückstände der MVA Essen-Karnap
Substanzanalysen

Parameter		Analysenwerte II-M Probe 1	Probe 2	Mittel
Trockensubstanz	%	93,27	93,30	93,28
Wassergehalt	%	6,73	6,70	6,72
Glühverlust	%	5,62	5,60	5,61
TOC	%	1,08	1,09	1,09
PAK	µg/kg TS			
Summe		104	108	106
Fluoranthen		95	97	96,5
Benzo(k)fluoranthen		2	2	2
Benzo(b)fluoranthen		2	3	2,5
Benzo(a)pyren		2	3	2,5
Indeno(1,2,3-cd)pyren		2	2	2
Benzo(g,h,i)perylen		1	1	1
Stoffe	mg/kg TS			
Chlorid		61530	62075	61803
Sulfat		145985	146430	146208
Sulfid		5,73	5,42	5,58
Ammonium		14	14	14
Fluorid		1061	1038	1050
Bor		158	159	159,5
Lithium		50	51	50,5
Strontium		217	227	225
Barium		78,5	78,4	78,45
Kupfer		410	431	420,5
Zink		14100	14579	14340
Nickel		86	80	83
Chrom gesamt		110	101	105,5
Cadmium		205	205	205
Quecksilber		88	85	86,5
Blei		4837	4800	4819
Zinn		1026	1061	1044
Arsen		57	51	54
Antimon		530	540	535
Beryllium		<0,1	<0,1	<0,1
Cobalt		26	23	24,5
Selen		3,1	3,3	3,2
Thallium		n.a.	n.a.	n.a.
Vanadium		30	30	30

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/52
Stoffgruppe II: RGR-Rückstände MVA Essen-Karnap
Substanzanalysen
Vergleich der Mittelwerte

Parameter		Mittelwerte der Einzel-Analysen-Ergebnisse				
		Probe II-A	Probe II-B	Probe II-C	Probe II-D	Probe II-M
Trockensubstanz	%	99,70	99,66	63,05	47,78	93,28
Wassergehalt	%	0,30	0,34	36,95	52,22	6,72
Glühverlust	%	4,80	3,76	2,60	6,36	5,61
TOC	%	2,21	2,53	0,09	0,21	1,09
PAK	µg/kg TS					
Summe		38,5	68,5	685,5	263	106
Fluoranthen		33,5	60,5	675	255,5	96,5
Benzo(k)fluoranthen		<1	1	1,5	1,5	2
Benzo(b)fluoranthen		<1	2	3,5	2,5	2,5
Benzo(a)pyren		<1	2,5	1,5	1,5	2,5
Indeno(1,2,3-cd)pyren		<1	<1	2,5	1,5	2
Benzo(g,h,i)perylen		<1	1,5	<1	<1	1
Stoffe	mg/kg TS					
Chlorid		72270	7867	1632	123020	61803
Sulfat		74025	90810	621780	217250	146208
Sulfid		3,37	33,75	1,45	1,58	5,58
Ammonium		15,5	<5	<5	<5	14
Fluorid		376	145	5640	2081	1050
Bor		193	98	46,5	45,5	159,5
Lithium		72	35,5	<5	2,5	50,5
Strontium		276	30	<5	<5	225
Barium		103	17,5	0,7	0,65	78,45
Kupfer		525,5	403,5	5,6	31,5	420,5
Zink		19050	10785	38,5	1367	14340
Nickel		95	123,5	<3	8,15	83
Chrom gesamt		120	114	2,95	9,5	105,5
Cadmium		264,5	130	0,5	23,5	205
Quecksilber		12,5	1,35	14	1093	86,5
Blei		5915	4360	20,5	509,5	4819
Zinn		1480	123	<10	<10	1044
Arsen		71,5	26	2,7	5,45	54
Antimon		760	108	6,2	39,5	535
Beryllium		<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Cobalt		24,5	20,5	10,55	11,5	24,5
Selen		0,95	1,05	0,95	6,15	3,2
Thallium		n.a.	n.a.	n.a.	n.a.	n.a.
Vanadium		46	<5	<5	2,5	30

n.a. = nicht auswertbar

III.5.2.3 Lösungswasser-Analysen

Das für die Elutionsuntersuchungen der Abfallgruppe II vorgesehene Grubenwasser wurde am 11.07.1989 auf der Schachtanlage der Grube Consolidation, Schacht 4, 11. Sohle in ca. 1210 m Teufe entnommen und wird als Lösungswasser II bezeichnet.

Insgesamt wurden etwa 400 Liter Chlorid-Grubenwasser in 6 Chargen Untertage gesammelt und am 12.07.1989 nach Übertage transportiert. Von den einzelnen Chargen wurden pH-Wert, Leitfähigkeit, Redoxspannung und Sauerstoffgehalt einzeln gemessen. Die Parameter zeigten weitgehende Übereinstimmung:

Parameter	pH-Wert	Leitfähigkeit µS/cm	Redoxsp. mV	Sauerst.-Gehalt mg/l
Charge 1	5,51	200 500	- 178	< 0,2
Charge 2	5,48	200 720	- 172	< 0,2
Charge 3	5,49	200 685	- 192	0,2
Charge 4	5,50	200 410	- 156	< 0,2
Charge 5	5,51	200 690	- 165	< 0,2
Charge 6	5,52	200 700	- 168	0,2

Das zu Untersuchungszwecken bevorratete Grubenwasser wurde bei Raum- bzw. Umgebungstemperatur unter Stickstoffüberschichtung anaerob gelagert. Die Ergebnisse der Grubenwasser-Analyse sind in der Tabelle III.5/53 zusammengestellt.

Die Zusammensetzung des Lösungswassers II unterscheidet sich nur wenig von der Zusammensetzung der Chlorid-Grubenwässer I und Ia, die im Rahmen der Abfallgruppe I verwendet worden waren.

Tabelle III.5/53

Lösungswasser II
Chlorid-Grubenwasser Zeche Consolidation,
Schacht 4, 11. Sohle, ca. 1210 m

Entnahmedatum		11.07.1989
Trübung		sehr schwach trübe
Farbe		schwach gelblich
Geruch		dumpfig
Abdampfrückstand	mg/l	254878
Glührückstand	mg/l	116708
TOC	mg/l	7,8
El. Leitfähigkeit	mS/cm	>200
pH-Wert		5,57
Säurekapazität K_S 8,2	mmol/l	0,0
Säurekapazität K_S 4,3	mmol/l	1,8
Redoxspannung	mV	-177
Sauerstoffgehalt	mg/l	<0,2
CSB	mg/l	29
Stoffe in mg/l:		
Chlorid		150000
Sulfat		<5
Ammonium		75,1
Fluorid		0,08
Bor		0,25
Natrium		75750
Kalium		1678
Calcium		10825
Magnesium		1335
Lithium		195
Strontium		490
Barium		13,2
Eisen		65,5
Mangan		7,35
Zink		7,35
Cadmium		0,013
Blei		0,20
Arsen		<0,001
Antimon		<0,001
Thallium		n.a.
Zinn		<0,1

n.a. = nicht auswertbar

III.5.2.4 Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe

Die Mischprobe II-M wurde mit der Schüttelmethode entsprechend DIN 38 414, Teil 4, (S4-Versuch) auf ihr Auslaugeverhalten untersucht. Die Elutionen erfolgten sowohl mit entmineralisiertem Wasser ("Wasser") als auch mit chloridhaltigem Grubenwasser ("Cl-Wasser").

Die Ergebnisse der Schüttelversuche sind in der Tabelle III.5/54 für beide Elutionsmittel dargestellt. In der Tabelle sind auch die Parameterwerte des Chlorid-Wassers sowie die Richtwerte für die Deponie-Klasse 2.

Die Analysenwerte für die elektrische Leitfähigkeit, den pH-Wert sowie für die Eluat-Konzentrationen Pb, Cd und Zn sind in der Abbildungen III.5/35 bis III.5/39 im Anhang grafisch dargestellt.

Es zeigen sich ähnliche Zusammenhänge wie bei der Probe 1-B der Abfallgruppe I. Der hohe Chloridgehalt des Grubenwassers ist verantwortlich für den hohen elektrischen Leitwert in dem entsprechenden Eluat und beeinflußt auch den pH-Wert.

Besonders deutlich wird bei der Mischprobe II-M der Einfluß des Chlorid-Wassers auf die Auslaugung der Schwermetalle erkennbar.

Die Berechnung der Verhältniswerte zwischen den Analysenergebnissen in dem Rechenblatt RIII/18 (Anhang) ergibt folgende Resultate:

- Mit Ausnahme von Fluorid, Sulfat und Zinn liegen sämtliche Eluatwerte der mit Cl-Wasser ausgelaugten Probe deutlich über den Eluatwerten mit Wasser. Für Cadmium wurde ein Verhältnis von fast 2000 : 1 festgestellt.

- Außer Zink, Barium und Ammonium liegen sämtliche Eluatwerte mit Cl-Wasser deutlich über den Stoffkonzentrationen im Grubenwasser.

Tabelle III.5/54

Mischprobe II-M: RGR-Rückstände aus der MVA Essen-Karnap
Auslaugungen im Schütteltest S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter	Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	R.-W. Kl. 2
Farbe	farblos	farblos	schw.gelbl	
Trübung	klar	klar	schw. trüb	
Geruch	ohne	Ammoniak	dumpfig	
pH-Wert	10,84	8,90	5,57	
Leitfähigkeit µS/cm	17400	205564	200000	
Säurek. 8,2 mmol/l	1,10	2,20	0,0	
Säurek. 4,3 mmol/l	2,60	3,15	1,8	
Abdampfrückst. mg/l	14305	220295	254878	
Glührückstand mg/l	15133	259888	116708	
TOC mg/l	0,1	0,2	7,8	
CSB mg/l	15	33	29	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	5940	152000	150000	
Sulfat	1320	<5	<5	
Fluorid	2,4	1,62	0,08	5,00
Kalium	1740	4190	1678	
Calcium	2248	11100	10825	
Blei	0,13	10,36	0,20	0,50
Kupfer	<0,01	0,22	0,22	1,00
Zink	0,08	0,45	7,35	5,00
Antimon	0,015	0,98	<0,001	0,10
Zinn	<0,10	<0,10	<0,10	0,50
Ammonium	1,1	44,0	75,1	4,10
Bor	0,23	4,15	0,25	1,00
Cadmium	<0,005	9,74	0,013	0,05
Barium	<0,5	5,23	13,2	1,00

- Nur der Zinkgehalt des Cl-Wasser-Eluates liegt signifikant unter dem Richtwert der Deponieklasse 2.

Ein Vergleich zwischen den Cl-Wasser-Elutionen der Mischprobe II-M und der Filterstaubprobe I-B aus der gleichen Müllverbrennungsanlage zeigt signifikante Unterschiede in den Auslaugungen einiger relevanter Schwermetalle.

Die Verhältniswerte f = Konzentration im Eluat/Konzentration im Eluens für die Metalle Blei, Zink, Zinn und Cadmium sind in der Probe II-M niedriger als in der Probe I-B:

Stoff	Verhältniswerte f	
	Probe II-M	Probe I-B
Blei	51,8	468,2
Zink	0,06	27,3
Zinn	1	13
Cadmium	749	1475

Die Mischprobe II-M zeigt damit zwar ein höheres Rückhaltevermögen für einige wichtige Schwermetalle als die Filterstaubprobe I-B. Die Auslaugungen sind jedoch noch immer sehr hoch.

III.5.2.5 Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe

Mit der vorbehandelten Mischprobe II-M wurden Druckelutionsversuche angesetzt. Dazu wurde die Wochendurchschnittsprobe mit Trinkwasser aus der örtlichen Wasserversorgung ohne bzw. unter Zusatz von 5 und 10 % Zement angeteigt:

II-M V0 Mischprobe MVA Karnap, vorbehandelt, ohne Zementzusatz
II-M V5 Mischprobe MVA Karnap, vorbehandelt, 5 % Zementzusatz
II-M V10 Mischprobe MVA Karnap, vorbehandelt, 10 % Zementzusatz

Nach einer Aushärtezeit von 28 Tagen sollten die Proben in der Triaxialzelle unter anaeroben Bedingungen (Stickstoffatmosphäre) bei definiertem Druck ausgelaugt werden.

Während der 28-tägigen Aushärtezeit war in allen Fällen eine Volumenvergrößerung um 26 ml = 3,31 % zu verzeichnen. Die Proctorkörper waren nach 28 Tagen nicht ausgehärtet, sondern plastisch-weich und verformbar. Sie ließen sich aus den Polypropylenmanschetten auch bei Druckausübung nicht entfernen, die Manschetten mußten aufgesägt werden. Hierbei zeigte sich eine intensive Verklebung des Untersuchungsmaterials mit den Wandungen der Manschetten.

Bei der Ablösung aus den Plastikmanschetten wurden die Mantelflächen der zylindrischen Probekörper, die ohne bzw. mit 5 % Zement angesetzt worden waren, zerstört, sodaß in diesen Fällen aufgrund der zu erwartenden verstärkten Seitengängigkeit auf die Durchführung von Druckelutionen verzichtet werden mußte. Lediglich der mit 10 % Zementzuschlag hergestellte Probekörper II-M V10 konnte einem Säulen-Versuch unterzogen werden. Nach Beendigung der Druckelution war dieser Probekörper verfestigt und nicht mehr verformbar.

Der Säulenversuch II-M V10 wurde mit folgenden Randbedingungen durchgeführt:

Eingesetzte Materialmenge	g	1 000
Wasserzugabe	ml	600
Zementanteil	%	10
Einbauform		Zylinder
Höhe	cm	10
Durchmesser	cm	10
Volumen	ml	785
Material zur Aushärtung	g	1 299
Material nach Aushärtung	g	1 150 *
Volumen nach Aushärtung	ml	811
Elutionsdruck	bar	1
1 l Eluat nach	min	245
3 l Eluat nach	min	1 045
10 l Eluat nach	min	3 255
Gesamtlaufzeit	min	3 255
Gesamtdurchfluß	l	10
Gewicht des Körpers n.d. Versuch	g	985

* Reales Einbaugewicht durch Materialverlust: 1 055 g

Die Ergebnisse der Eluat-Analysen sind in der Tabelle III.5/55 dokumentiert und in der Abbildung III.5/40 im Anhang über der Durchflußmenge aufgetragen.

Die im Druckversuch mit 10 l Cl-Wasser aus der Probe II-M V10 ausgelaugten Stoffmengen sind in der Tendenz mit den entsprechenden Elutionswerten aus dem S4-Versuch 1+10 mit der unbehandelten Probe vergleichbar. Während vor allem Zink zurückgehalten wird, werden Blei, Cadmium und Antimon in Konzentrationen ausgetragen, die teilweise mehrere Zehnerpotenzen über dem Eintrag durch das Eluat liegen. Auch nach 54,25 Stunden Laufzeit waren keine signifikante Abnahme der Elution bei Blei sowie eine weitere Zunahme bei Cadmium zu verzeichnen. Beide Stoffe können nicht mit dem Grubenwasser in das System eingetragen worden sein.

Tabelle III.5/55

Mischprobe II-M V10: RGR-Rückstände aus der MVA Essen-Karnap

Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser. Zementzuschlag: 10 %

Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Parameter	Analysenwerte im Eluat			Anal.Wert
	1	2	3	im Cl-Wasser
Stunden	4,08	17,42	54,25	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7} m/s	8,96	7,55	7,82	
Farbe	gelbl.	grau	grau	gelbl.
Trübung	trübe	trübe	trübe	s. trübe
Geruch	dumpfig	Ammoniak	Ammoniak	dumpfig
pH-Wert	9,03	9,86	9,54	5,57
El. Leitf. µS/cm	200400	200000	200000	>200000
Säurek. 8,2 mmol/l	1,70	4,85	5,90	0,0
Säurek. 4,3 mmol/l	2,50	5,25	6,65	1,8
Redoxsp. mV	374	254	243	-177
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	150000	150000	150000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,32	0,26	0,27	0,08
Kalium	18150	1775	1720	1678
Calcium	16275	16400	15450	10825
Blei	3,70	17,6	13,3	0,2
Cadmium	0,666	0,266	1,39	0,013
Zink	1,0	0,10	0,80	7,35
Antimon	0,022	0,060	0,168	<0,001
Ammonium	34,0	35,4	66,7	75,1
CSB	145	32	30	29
TOC	14	0,5	0,5	7,8
Abdampfrückstand	318370	255125	247020	254878
Glührückstand	213810	224540	211510	116708
Barium	4,50	2,70	3,40	13,2
Ungelöste Stoffe	851	<1	<1	

Nach Beendigung des Druckversuchs wurde die Zusammensetzung des Probekörpers an der dreigeteilten Stoffprobe analysiert. Die Ergebnisse sind in der Tabelle III.5/56 zusammengestellt. Die letzte Spalte der Tabelle enthält die Analysenwerte der Rohprobe II-M (Mittel aus zwei Parallel-Analysen, s. Tabelle III.5/52) zum Vergleich.

Abgesehen von dem höheren Wassergehalt zeigt der mit 10 % Zement verfestigte und mit insgesamt 10 l Cl-Wasser eluierte Probekörper nach Abschluß des Druckversuchs in den wichtigsten Stoffkonzentrationen keine signifikanten Veränderungen gegenüber der Rohprobe.

Die in dem Rechenblatt RIII/19 (Anhang) durchgeführten Bilanzen sind nur bedingt aussagefähig, da sich durch Systemvorgänge nicht erklärbare rechnerische Abweichungen von 13 bis 21 Massen-% ergeben. In der Tendenz werden jedoch die obigen Feststellungen bestätigt, wonach besonders Blei und Cadmium in verstärktem Maße durch das Cl-Wasser aus der Probe ausgewaschen werden.

Tabelle III.5/56

Mischprobe II-M V10: RGR-Rückstände MVA Essen-Karnap
Vorbehandelt mit 10 % Zement-Zugabe
Substanzanalyse des Probekörpers nach dem Druckversuch

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	75,07	77,81	76,36	76,41	93,28
Wassergehalt	%	24,93	22,19	23,64	23,59	6,72
Glührückstand	%	89,74	91,17	91,25	90,72	94,39
Glühverlust	%	10,26	8,83	8,75	9,28	5,61
TOC	%	1,05	1,02	1,02	1,03	1,09
Calcium	mg/kg	82900	130600	119100	110770	
Kalium	mg/kg	7560	7060	7020	7080	
Chlorid	mg/kg	79500	76100	74900	76830	61803
Sulfat	mg/kg	146250	146050	145980	146090	146208
Fluorid	mg/kg	1075	1045	1020	1046	1050
Blei	mg/kg	4830	4820	4790	4810	4819
Cadmium	mg/kg	205	204	197	202	205
Zink	mg/kg	14525	14320	14100	14315	14330
Antimon	mg/kg	530	525	528	528	535

III.5.2.6 Zusammenfassung Abfallgruppe II

Tabelle III.5/57 enthält die wichtigsten Ergebnisse der Auslaugungsversuche mit der Mischprobe II-M aus der MVA Essen-Karnap.

Tabelle III.5/57
Abfallgruppe II
Zusammenstellung der Untersuchungsergebnisse

Parameter	Probe II-M unbehandelt S4-Versuch	Probe II-M V10 + 10 % Zement Druck-Elution	Eluens Cl-Wasser (Vergleich)
Konzentration im Eluat mg/l:		(1)	
Blei	10,36	(1) 3,70 (3) 17,60 (10) 13,30	2,20
Cadmium	9,74	(1) 0,67 (3) 0,27 (10) 1,39	0,013
Zink	0,45	(1) 1,00 (3) 0,10 (10) 0,80	7,35
Antimon	0,98	(1) 0,02 (3) 0,06 (10) 1,68	<0,001
Durchlässigkeits-Beiwert k_f 10^{-7} m/s		8,11	

Die Zumischung von 10 % Zement ergab bei Blei keine Reduzierung der Eluat-Konzentration.

Der Cadmium-Gehalt war zwar innerhalb der mit 54 Stunden relativ kurzen Druckelutionszeit etwa um eine Zehnerpotenz niedriger als im S4-Versuch, er stieg jedoch während der letzten 37 Stunden deutlich an. Alle Cadmium-Werte waren um den Faktor 20 bis 100 höher als der Cd-Gehalt des Grubenwassers.

Hinsichtlich des Zink-Austrages stehen insgesamt niedrige Eluatwerte einer sehr hohen Zn-Konzentration des Grubenwassers gegenüber. Das in dem Probekörper mit über 14 g/kg relativ stark vertretene Metall wurde offensichtlich in der Stoffmatrix durch die hohe Alkalität der Mischprobe zurückgehalten.

Der Antimon-Austrag lag immer deutlich über der mit <0,001 mg/l allerdings sehr niedrigen Sb-Konzentration im Cl-Grubenwasser.

Zusammenfassend ist festzustellen, daß das Rückstandsgemisch aus der MVA Essen-Karnap im Gegensatz zu dem Mischprodukt aus der quasitrockenen Rauchgasreinigung der MVA Düsseldorf keine selbstverfestigenden Eigenschaften besitzt. Hinsichtlich des Austrages von Schadstoffen gegenüber dem Grundwasser des Steinkohlengebirges ist die Mischung II-M genauso zu beurteilen wie die im Rahmen der Abfallgruppe I untersuchten Materialien (s. 5.1.9).

III.5.3 Abfallgruppe III
Gemisch MVA-Filterstaub + Flotationsberge

III.5.3.1 Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben

In Anlehnung an die Versuche der Ruhrkohle AG mit dem hydraulischen Versatz einer Mischung aus Kraftwerksfilterasche und Flotationsberge auf der Zeche Walsum wurde im Rahmen der Abfallgruppe III das Elutions-Verhalten eines Gemischs aus MVA-Filterasche und Flotationsberge untersucht.

Die Mischprobe III-M wurde wie folgt zusammengestellt:

Probe III-A Filterstaub der MVA Oberhausen	80 %
Probe III-B Flotationsberge der Zeche Walsum	20 %

Für die Elutionsversuche konnten Rückstellungsreste der Probe I-A verwendet werden. Die Flotationsberge wurde von der Ruhrkohle AG an das Hygiene-Institut Gelsenkirchen geliefert.

III.5.3.2 Substanzanalysen

Von der Flotationsberge III-B wurden 2 Parallel-Analysen durchgeführt. Die Metalle wurden im Königswasseraufschluß analysiert. Die Ergebnisse der Einzeluntersuchungen sowie die Durchschnittswerte sind in der Tabelle III.5/58 zusammengestellt.

Mit Ausnahme der Analysenwerte ΣPAK, Barium und Vanadium liegen sämtliche Stoffkonzentrationen in der Flotationsberge deutlich unter den entsprechenden Konzentrationen im MVA-Filterstaub, teilweise im Abstand von 1 bis 2 Zehnerpotenzen.

Tabelle III.5/58

Stoffprobe III-B: Flotationsberge Zeche Walsum

Substanzanalysen

Parameter		Probe 1	Probe 2	Mittel
Trockensubstanz	%	79,42	78,28	78,85
Wassergehalt	%	20,58	21,72	21,15
Glühverlust	%	17,64	17,08	17,36
Glührückstand	%	82,36	82,92	82,64
Fluoranthen	µg/kg	120	130	
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	2	1	
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	4	5	
Benzo(a)pyren	µg/kg	1	1	
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	15	16	
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	20	22	
Σ PAK	µg/kg	162	175	169
CSB	mg/kg	279000	273000	276000
Antimon	mg/kg	2,3	2,0	2,2
Arsen	mg/kg	7,2	7,7	7,5
Barium	mg/kg	140	145	143
Beryllium	mg/kg	<0,1	0,1	0,1
Blei	mg/kg	130	130	130
Bor	mg/kg	89	83	86
Cadmium	mg/kg	1,2	1,3	1,3
Chrom, ges.	mg/kg	33	33	33
Kobalt	mg/kg	<0,6	<0,6	<0,6
Kupfer	mg/kg	42	43	43
Nickel	mg/kg	55	57	56
Quecksilber	mg/kg	0,44	0,48	0,46
Thallium	mg/kg	<1	<1	<1
Vanadium	mg/kg	59	55	57
Zink	mg/kg	275	280	278
Zinn	mg/kg	<6,0	<6,0	<6,0
Strontium	mg/kg	89	84	87
Lithium	mg/kg	110	104	107
Fluorid	mg/kg	1,4	1,6	1,5
Ammonium	mg/kg	30	33	32
Chlorid	mg/kg	400	450	425
Sulfat	mg/kg	839	843	841
Sulfid	mg/kg	1,4	1,6	1,5

In der Tabelle III.5/59 sind die Stoffkonzentrationen der Mischung III-M aus den Mittelwerten der Probe III-B (Tabelle III.5/) und den aus Tabelle III.5/1 (Kap. 5.1.2) entnommenen Mittelwerten der Probe I-A (= III-A) im Verhältnis 1 : 4 errechnet. Die Ergebnisse spiegeln deutlich die Dominanz des MVA-Filterstaubes in der Mischung wider. Die Stoffkonzentrationen in der Probe III-M unterscheiden sich nur wenig von dem Chemismus des Filterstaubes III-A.

Tabelle III.5/59

Mischprobe III-M: MVA-Filterstaub + Flotationsberge
Errechnete Stoffkonzentrationen aus III-A und III-B

Parameter		III-A	III-B	III-M
Σ PAK	µg/kg	40	169	65
Stoffkonzentrationen	mg/kg			
Antimon		290	2,2	232
Arsen		25,9	7,5	22,1
Barium		134	143	136
Beryllium		3,1	0,1	2,5
Blei		5240	130	4218
Bor		186	86	166
Cadmium		228,3	1,3	183
Chrom ges.		212	33	176
Kobalt		22	0,6	17,7
Kupfer		740	43	601
Nickel		224	56	190
Quecksilber		0,6	0,5	0,6
Thallium				
Vanadium		53	57	54
Zink		15250	278	12256
Zinn		865	6	693
Strontium		276	87	238
Lithium		72	107	90
Fluorid		400	1,5	320
Ammonium		109	32	94
Chlorid				
Sulfat		77050	841	61808
Sulfid		1,7	1,5	1,7

III.5.3.3 Lösungswasser-Analysen

Die Grubenwasser-Elutionsversuche mit der Mischprobe III-M wurden mit dem Lösungswasser II vom 11.07.89 in der zum Zeitpunkt der Untersuchungen vorhandenen aktuellen Zusammensetzung durchgeführt. Die Ergebnisse der Stoffanalysen für das als Lösungswasser IIb bezeichnete Eluens sind in der Tabelle III.5/60 zusammengestellt.

Tabelle III.5/60
Lösungswasser IIb
Chlorid-Grubenwasser Zeche Consolidation
Schacht 4, 11. Sohle, ca. 1210 m

Trübung		sehr schwach trübe
Farbe		schwach gelblich
Geruch		schwach dumpfig
Abdampfrückstand	mg/l	254900
Glührückstand	mg/l	116710
TOC	mg/l	<0,2
CSB	mg/l	30
El. Leitfähigkeit	mS/cm	200,5
pH-Wert		5,71
Säurekapazität K_S 8,2	mmol/l	0,0
Säurekapazität K_S 4,3	mmol/l	1,8
Redoxspannung	mV	-119
Sauerstoff	mg/l	<0,2
Chlorid	mg/l	150000
Sulfat	mg/l	<5
Ammonium	mg/l	75,8
Fluorid	mg/l	0,01
Bor	mg/l	0,25
Natrium	mg/l	75755
Kalium	mg/l	1675
Calcium	mg/l	10800
Magnesium	mg/l	1365
Lithium	mg/l	195
Strontium	mg/l	489
Barium	mg/l	13,0
Eisen	mg/l	57,5
Mangan	mg/l	8,45
Zink	mg/l	7,25
Cadmium	mg/l	0,015
Blei	mg/l	0,20
Arsen	mg/l	<0,001
Antimon	mg/l	<0,001
Kobalt und Thallium	mg/l	n.n.
Vanadium	mg/l	<0,01
Zinn	mg/l	<0,01

III.5.3.4 Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe

Die Ergebnisse der Elutionen nach dem S4-Verfahren (1 + 10) mit Aqua dem. ("Wasser") und chloridhaltigem Grubenwasser ("Cl-Wasser")sind in der Tabelle III.5/61 zusammengestellt und mit dem verwendeten Chlorid-Grubenwasser IIb (vergl. Tabelle III.5/60) verglichen. Die Eluat-Analysen wurden auf die wichtigsten Parameter beschränkt.

Die Abbildungen III.5/41 bis III.5/45 (Anhang) enthalten die Analysenwerte für den Salzgehalt (el.Leitfähigkeit), den pH-Wert sowie für die Schwermetalle Blei, Cadmium und Zink. Die Werte sind nicht sehr verschieden von den Konzentrationen in den Eluaten der MVA-Filterstaub-Probe I-A.

Die in dem Rechenblatt RIII/20 im Anhang ausgedruckten Verhältniswerte weisen darauf hin, daß auch in der vorliegenden Mischprobe III-M die Konzentrationen wichtiger Inhaltsstoffe in dem Cl-Wasser-Eluat höher sind als in dem Wasser-Eluat

Dies wird besonders deutlich bei dem Vergleich der Cadmium-Gehalte in den Eluaten. Die Cd-Konzentration im Eluat mit Cl-Wasser liegt um den Faktor 1480 über der entsprechenden Konzentration im Eluat mit Wasser. Bei Blei wurde ein Verhältnis von 1,24 festgestellt.

Auch im Vergleich mit dem Lösungswasser selbst sowie mit den Richtwerten der Deponie-Klasse 2 zeigen sich deutliche Unterschiede. Der Cadmiumgehalt im Cl-Eluat liegt um den Faktor 493 über der Cd-Konzentration im Lösungswasser und um das 148-fache höher als der Richtwert der Deponieklasse 2. Bei Blei wurden die entsprechenden Verhältniszahlen mit 18,5 bzw. 7,4 ermittelt. Demgegenüber sind die Zink-Auswaschungen mit dem Faktor 0,037 wesentlich geringer als die Konzentration im Lösungswasser, der Verhältniswert zu dem Richtwert für Zink beträgt 0,054.

Tabelle III.5/61
Mischprobe III-M: MVA-Filterstaub + Flotationsberge
Auslaugungen im Schütteltest S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter	Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	R.-Wert Kl. 2
Farbe	farblos	farblos	schw.gbl.	
Geruch	ohne	Ammoniak	dumpfig	
pH-Wert	11,95	9,16	5,71	
Leitfähigkeit µS/cm	12400	208900	200500	
Säurekap. K_S,8,2 mmol/l	6,0	2,7	0,0	
Säurekap. K_S,4,3 mmol/l	7,0	4,0	1,8	
Abdampfrückstand mg/l	12960	250700	254900	
Glührückstand mg/l	10245	121800	116710	
TOC mg/l	1,1	0,1	<0,2	
CSB mg/l	<15	<15	30	
Stoffkonzentration mg/l				
Chlorid	3050	149000	150000	
Sulfat	2160	960	<5	
Fluorid	4,4	0,73	0,01	5,00
Kalium	1665	3410	1675	
Calcium	860	10950	10800	
Blei	2,99	3,70	0,20	0,50
Kupfer	<0,01	0,09	0,22	1,00
Zink	1,46	0,27	7,25	5,00
Antimon	0,003	0,19	<0,00	0,10
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	0,50
Ammonium	0,23	75,0	75,8	4,10
Bor	0,08	8,20	0,25	1,00
Cadmium	<0,005	7,4	0,01	0,05
Barium	0,23	7,1	13,0	1,00

III.5.3.5 Säulen-Versuche an der vorbehandelten Probe

Die Probe III-M (1 Teil Flotationsberge + 4 Teile Filterstaub MVA Oberhausen) wurde ohne Zugabe von Wasser und Zement sowohl im ursprünglichen Zustand (III-M 0) ohne Aushärtung als auch nach 28 Tagen Aushärtezeit (III-M 28) der Druckelution ausgesetzt.

Die Randbedinungen sind in der Tabelle III.5/62 zusammengestellt.

Tabelle III.5/62
Abfallgruppe III
Randbedingungen der Druckelutions-Versuche

Proben		Probe III-M 0 ohne Aushärtung	Probe III-M 28 nach 28 Tagen
Eingesetzte Materialmenge	g	824,3	877,17
Wasserzugabe	ml	0	0
Zementanteil	%	0	0
Einbauform		Zylinder	Zylinder
Höhe	cm	9,5	10,2
Durchmesser	cm	10	10
Volumen	cm^3	746	801
Material zur Aushärtung	g	-	877
Material nach Aushärtung	g	-	876
Volumen nach Aushärtung	cm^3	-	801
Elutionsdruck	bar	1	1
Gesamtlaufzeit	min	400	255
Gesamtdurchflußmenge	ml	10000	10000
Gewicht d. Körpers nach dem Versuch	g	1047,38	1253,21

Die Ergebnisse der Druckelutions-Versuche sind in den Tabellen III.5/63 und III.5/64 sowie in den Abbildungen (Anhang) III.5/46 und III.5/47 dokumentiert

Tabelle III.5/63

Mischprobe III-M
Ohne Vorbehandlung und ohne Aushärtung (III-M 0)
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Kein Zementzuschlag

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,67	1,94	6,67	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7}	5,04	5,30	4,97	
Farbe	milchig	farblos	farblos	
Geruch	Ammoniak	Ammoniak	Ammoniak	
pH-Wert	11,42	9,52	9,37	
El.Leitf.µS/cm	217800	206700	202700	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	139000	135000	129000	150000
Sulfat	2040	1680	1080	<5
Fluorid	1,5	1,2	1,3	0,01
Kalium	3500	2420	1240	1675
Calcium	14200	12600	10900	10800
Blei	652	2,75	1,30	0,2
Zink	27,9	0,95	<0,05	7,25
Cadmium	7,33	15,9	7,30	0,015
Antimon	1,62	0,96	0,09	<0,001
Barium	4,5	2,9	1,9	13,0
Ammonium	22,0	81,4	72,2	75,8
Abd.-Rückstand	290568	286592	253540	254900
Glührückstand	253512	224668	215440	116710
CSB	205	60	31	30
TOC	17	1,1	0,4	<0,2

Tabelle III.5/64

Mischprobe III-M
Ohne Vorbehandlung nach 28 Tagen Aushärtung (III-M 28)
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Kein Zementzuschlag

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,5	1,5	4,25	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7}	7,21	7,21	9,18	
Farbe	gelblich	farblos	hellgrau	
Geruch	dumpfig	Ammoniak	Ammoniak	
pH-Wert	8,85	9,29	9,33	
El.Leitf.µS/cm	219000	203000	203000	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	129000	121000	123000	150000
Sulfat	2160	1080	720	<5
Fluorid	1,6	1,5	1,4	0,01
Kalium	3750	2560	1420	1675
Calcium	15100	13600	11200	10800
Blei	71,0	3,6	2,7	0,2
Zink	14,95	2,10	0,57	7,25
Cadmium	28,72	8,36	5,56	0,015
Antimon	1,84	1,11	0,10	<0,001
Barium	5,0	3,1	2,2	13,0
Ammonium	57,0	75,0	64,0	75,8
Abd.-Rückstand	273000	249300	245300	254900
Glührückstand	248800	215800	208900	116710
CSB	185	55	25	30
TOC	15	0,9	0,5	<0,2

Die Ergebnisse der Druckelutionsversuche mit der Mischprobe III-M können in der Tendenz mit denen der Probe 1-A (Filterstaub der MVA Oberhausen ohne Zusatz) verglichen werden.

In der Tabelle III.5/65 sind die Werte der Druckelutions-Versuche

I-A Filterstaub ohne Vorbehandlung
III-M-0 80 % Filterstaub +
20 % Flotationsberge ohne Aushärtung

gegenübergestellt. Die Tabelle enthält die Wertebereiche zwischen Versuchsbeginn und dem Durchfluß von ca. 10 l Eluat.

Tabelle III.5/65
Vergleich der Ergebnisse der Druckelutions-Versuche
mit den Proben I-A und III-M 0

Probe		I - A	III - M 0
Durchflußzeit	h	0,45 - 11,05	0.67 - 6,67
Durflußmenge	l	1 - 11	1 - 10
k_f-Wert 10^{-7}	m/s	4,57 - 3,43	5,04 - 4,97
pH-Wert		7,51 - 8,34	11,42 - 9,37
Chloride	g/l	137 - 150	139 - 129
Sulfate	g/l	1,92 - 12,24	2,04 - 1,08
Blei	mg/l	105 - 0,49	652 - 1,3
Cadmium	mg/l	91,25 - 0,69	7,33 - 7,30
Zink	mg/l	1140 - 0,60	27,9 - <0,05

Dabei zeigt sich, daß die Zugabe von 20 % Flotationsberge zu dem Filterstaub keine wesentlichen Änderungen in der Durchlässigkeit des Probekörpers zur Folge hat. Die K_f-Werte bewegen sich in der gleichen Größenordnung von 3 bis 5 . 10^{-7} m/s.

In den Elutions-Konzentrationen sind zwar einige Unterschiede zu verzeichnen, die jedoch insgesamt nicht als qualitative Sprünge angesehen werden können. Blei wird in der Probe III-M0 anfangs mehr ausgelaugt, dagegen werden Cadmium und Zink zu Beginn geringer ausgelaugt.

In der Tabelle III.5/66 sind die Versuchsergebnisse der Proben

I-A V 0 Filterstaub vorbehandelt
III-M 28 80 % Filterstaub +
20 % Flotationsberge nach 28 Tagen,

gegenübergestellt. Beide Probekörper sind ohne Zementzugabe verdichtet und behandelt worden.

Tabelle III.5/66
Vergleich der Ergebnisse der Druckelutions-Versuche
mit den Proben I-A V0 und III-M 28

Probe		I - A V0	III - M 28
Durchflußzeit	h	0,53 - 8,28	0,5 - 4,25
Durflußmenge	l	1 - 10	1 - 10
k_f-Wert 10^{-7}	m/s	3,43 - 4,48	7,21 - 9,18
pH-Wert		9,72 - 9,31	8,85 - 9,33
Leitfähigkeit	mS/cm	266,7 - 220,2	219 - 203
Sulfate	mg/l	<5 - <5	2160 720
Blei	mg/l	7,62 - 16,0	71,0 - 2,7
Cadmium	mg/l	14,70 - 6,66	28,72 - 5,56
Zink	mg/l	1,19 - 0,20	14,95 - 0,57

Auch in dieser Gegenüberstellung sind keine signifikanten Unterschiede in den Durchlässigkeitsbeiwerten k_f zu verzeichnen.

Nach Beendigung des Druckversuchs wurde die Zusammensetzung der Probekörper an den dreigeteilten Stoffproben analysiert. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/67 und III.5/68 zusammengestellt. Die letzte Spalten der Tabellen enthalten die Analysenwerte der Rohprobe III-M zum Vergleich.

Abgesehen von dem höheren Wassergehalt zeigen die Probekörper nach Abschluß des Druckversuchs in den wichtigsten Stoffkonzentrationen keine signifikanten Veränderungen gegenüber der Rohprobe.

Die in dem Rechenblättern RIII/21 und RIII/22 (Anhang) durchgeführten Bilanzen sind nur bedingt aussagefähig, da sich durch Systemvorgänge nicht erklärbare rechnerische Abweichungen zwischen 21 und 148 Massen-% ergeben. In der Tendenz werden jedoch die obigen Feststellungen bestätigt, wonach besonders Blei und Cadmium in verstärktem Maße durch das Cl-Wasser aus der Probe ausgewaschen werden.

Tabelle III.5/67

Mischprobe III-M: Filterstaub MVA Oberhausen + Flotberge
Ohne Aushärtung
Substanzanalyse des Probekörpers nach dem Druckversuch

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	82,53	82,69	82,97	82,73	96,99
Wassergehalt	%	17,47	17,31	17,03	17,27	3,01
Glührückstand	%	92,26	91,94	91,07	97,76	94,79
Glühverlust	%	7,74	8,06	8,93	8,24	5,21
Calcium	mg/kg	80400	78100	76800	78433	
Kalium	mg/kg	19210	12025	9230	13488	
Chlorid	mg/kg	58200	52900	55100	55400	
Sulfat	mg/kg	69000	58200	21600	49600	61808
Fluorid	mg/kg	380	385	385	383	320
Blei	mg/kg	4380	4380	4340	4367	4218
Cadmium	mg/kg	170	157	139	155	183
Zink	mg/kg	14900	14800	14400	14700	12256
Antimon	mg/kg	265	265	260	263	232

Tabelle III.5/68

Mischprobe III-M: Filterstaub MVA Oberhausen + Flotberge

Nach 28 Tagen Aushärtung

Substanzanalyse des Probekörpers nach dem Druckversuch

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	71,87	69,85	70,24	70,66	96,99
Wassergehalt	%	28,13	30,15	29,76	29,34	3,01
Glührückstand	%	93,27	94,44	91,81	93,18	94,79
Glühverlust	%	6,73	5,56	8,19	6,82	5,21
Calcium	mg/kg	82100	78600	72700	77800	
Kalium	mg/kg	16930	10475	7760	11728	
Chlorid	mg/kg	63600	66400	66600	65533	
Sulfat	mg/kg	70400	48100	21100	46533	61808
Fluorid	mg/kg	385	400	375	387	320
Blei	mg/kg	4390	4720	4800	4337	4218
Cadmium	mg/kg	162	182	151	165	183
Zink	mg/kg	14600	14800	14000	14467	12256
Antimon	mg/kg	268	265	260	264	232

III.5.3.6 Zusammenfassung Abfallgruppe III

In der Tabelle III.5/69 sind die wichtigsten Ergebnisse der Elutionsversuche mit der Mischprobe III-M (1 Teil Flotationsberge + 4 Teile Filterstaub MVA Oberhausen) zusammengefaßt.

Tabelle III.5/69
Abfallgruppe III
Zusammenstellung der Untersuchungsergebnisse

Parameter	S4-Vers. III-M	Druckelutions-Versuche III-M 0 ohne Aushärtung	III-M 28 nach 28 d	Chlorid-Wasser-Eluens
Eluatkonz. mg/l		(1)	(1)	
Blei	3,70	(1) 652,00 (3) 2,75 (10) 1,30	(1) 71,00 (3) 3,60 (10) 2,70	0,20
Cadmium	7,40	(1) 7,33 (3) 15,90 (10) 7,30	(1) 28,72 (3) 8,36 (10) 5,56	0,015
Zink	0,27	(1) 27,90 (3) 0,95 (10) <0,05	(1) 14,95 (3) 2,10 (10) 0,57	7,25
Antimon	0,198	(1) 1,62 (3) 0,96 (10) 0,09	(1) 1,84 (3) 1,11 (10) 0,10	<0,001
Durchl.-Beiwerte k_f 10^{-7} m/s:		(1) 5,04 (3) 5,30 (10) 4,97	(1) 7,21 (3) 7,21 (10) 9,18	

Mit Ausnahme des hohen Blei-Austrages zu Beginn der Druckelution der nicht ausgehärteten Probe sind gegenüber der Abfallprobe I-A (Filterstaub MVA Oberhausen ohne Zusätze) keine besonderen Auffälligkeiten zu verzeichnen.

Der k_f-Wert liegt in der gleichen Größenordnung wie bei der unbehandelten Probe I-A.

III.5.4 Abfallgruppe IV
Rückstände aus kommunalen Klärschlamm-Verbrennungsanlagen

III.5.4.1 Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben

In die Untersuchungen der Abfallgruppe lV wurden einbezogen:

Stoffprobe IV-A Asche aus der KVA Düsseldorf-Süd
Stoffprobe IV-B Flugasche aus der KVA Bottrop
Stoffprobe IV-C Bettasche aus der KVA Bottrop

Stoffprobe IV-A Asche aus der KVA Düsseldorf-Süd

Die Klärschlamm-Verbrennungs-Anlage (KVA) Düsseldorf-Süd ist seit 1976 in Betrieb. Der Etagenofen, Bauart Passavant, hat eine Nennleistung von 1,5 t TS/h und wird im 7 x 24 Stunden-Betrieb voll ausgelastet. Der Jahresdurchsatz betrug 1987 13000 t TS/a.

Zusammen mit einem etwa gleichgroßen Ofen in der Kläranlage Nord werden in beiden Verbrennungsanlagen der Stadt Düsseldorf Klärschlämme mit 24000 t TS/a von insgesamt 800000 angeschlossenen Einwohnergleichwerten behandelt.

Der Ascheanfall (trocken) betrug in beiden Anlagen 12700 t/a, in der Anlage Süd allein etwa 6000 t/a. Die Asche wird am Austrag zwecks Staubminderung leicht angefeuchtet und über ein Förderband in den Asche-Bunker transportiert. Dorthin gelangt auch der sporadisch abgezogene Staub aus dem Elektrofilter.

Zur Gewinnung der Ascheprobe IV-A wurden über 7 Tage etwa alle 2 Stunden Teilproben aus dem Asche-Container der Anlage entnommen, zu Tagesmischproben zusammengestellt und zu der Gesamtprobe verarbeitet.

Stoffprobe IV-B Flugasche aus der KVA Bottrop

Auf der Emscherflußkläranlage in Bottrop wird die Zentrale Schlammbehandlung (ZSB) der Emschergenossenschaft betrieben. In der ZSB werden die Klärschlämme der Emscherflußkläranlage, der Kläranlage Bottrop-Bernemündung und des Klärwerks Emschermündung, getrennt nach Vorklärschlamm aus den mechanischen Klärstufen und Überschußschlamm aus der biologischen Reinigung, vorbehandelt, entwässert und teilweise verbrannt.

Die Vorklärschlämme werden eingedickt und in Kammerfilterpressen bei 10 bar entwässert. Der anfallende kohlehaltige Preßschlamm mit ca. 40 % Restwassergehalt wird als Brennstoff genutzt.

Die Überschußschlämme werden nach thermischer Konditionierung eingedickt, auf Filterpressen entwässert und einschließlich der Brüden in einem Wirbelschichtofen, Bauart Raschka, verbrannt. Der Ofen hat eine Nennleistung von 2,75 t TS/h und setzt im 7 x 24 Stunden-Betrieb jährlich ca. 24000 t TS/a durch. Dies entspricht ca. 2,5 Millionen angeschlossenen Einwohnergleichwerten.

Jährlich fallen 40 bis 50 % (10000 bis 12000 t) trockene Flug- und Bettasche an.

Die Flugascheprobe IV-B wurde, ähnlich wie die Probe IV-A, über 7 Tage lang in Teilproben entnommen und zu einer Gesamtprobe zusammengestellt.

Stoffprobe IV-C Bettasche aus der KVA Bottrop

Die Probe IV-C stammt aus der gleichen Ofenanlage wie die Probe IV-B. Sie entsteht sporadisch bei der teilweisen Erneuerung des Wirbelbettes und gelangt über einen Schneckenförderer in den gemeinsamen Rückstands-Behälter. Zur getrennten Entnahme dieser Probe wurde die Zuführung der Flugasche kurzfristig unterbrochen.

III.5.4.2 Substanzanalysen

Die Stoffproben der Abfallgruppe IV wurden auf die relevanten Inhaltsstoffe analysiert. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/70 bis III.5/72 zusammengestellt.

Die beiden Parallelproben IV-A zeigen weitgehende Übereinstimmung in den Analysenwerten. Die meisten Inhaltsstoffe, vor allem die problematischen Schwermetalle Pb, Cd und Zn sind in der Schlammasche wesentlich geringer repräsentiert als z.B. in der MVA-Filterasche I-A. Lediglich die Konzentrationen von Nickel und Strontium sind etwas höher als dort. Der Chloridgehalt ist mit <250 mg/kg sehr niedrig, während der Sulfatgehalt mit ca. 40000 mg/kg in der gleichen Größenordnung liegt wie bei der MVA-Filterasche I-A. Insgesamt zeigt die Schlammasche IV-A keine signifikanten Auffälligkeiten.

Für die Beurteilung der Probe IV-B gilt praktisch das Gleiche wie für IV-A. Hier fallen nur der sehr hohe Bariumgehalt (über 8000 mg/kg) sowie die gegenüber IV-A stark erhöhte Strontium-Konzentration mit 3435 mg/kg auf. Im Vergleich zu der Schlammasche aus Düsseldorf ist die Probe IV-B fast sulfatfrei.

In der Tabelle III.5/71 werden auch Analysenergebnisse der Abteilung II (Chemie) der Emschergenossenschaft - Lippeverband mitgeteilt, die von einer Probe aus der gleichen Anlage im Juli 1989 gewonnen wurden. Die Werte zeigen eine gute Übereinstimmung mit den Analysen-Ergebnissen des Hygiene-Instituts vom Dezember 1989.

Die Zusammensetzung der Bettasche IV-C weicht nur in wenigen Parameterwerten von dem Chemismus der Flugasche IV-B ab. Insbesondere der Chemische Sauerstoff-Bedarf (CSB) ist um 2 Zehnerpotenzen niedriger. Andererseits ist der Zinngehalt etwa 4-mal höher als in der Flugstaubprobe. Ähnlich wie dort fällt auch in der Bettasche der niedrige Sulfatgehalt auf.

Tabelle III.5/70

Stoffprobe IV-A: Asche KVA Düsseldorf-Süd

Substanzanalysen

Parameter		Probe 1	Probe 2	Mittel
Trockensubstanz	%	62,85	62,84	62,85
Wassergehalt	%	37,15	37,16	37,15
Glühverlust	%	1,44	1,36	1,36
Glührückstand	%	98,56	98,64	98,64
Fluoranthen	µg/kg	40	50	45
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	1	2	1,5
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	1	2	1,5
Benzo(a)pyren	µg/kg	2	<1	1,5
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	2	1	1,5
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	2	2	2
Σ PAK	µg/kg	48	58	53
CSB	mg/kg	12400	12700	12500
Antimon	mg/kg	19	20	20
Arsen	mg/kg	14	14	14
Barium	mg/kg	205	195	200
Beryllium	mg/kg	0,3	0,5	0,4
Blei	mg/kg	410	420	415
Bor	mg/kg	235	230	233
Cadmium	mg/kg	10	10	10
Chrom, ges.	mg/kg	138	140	139
Kobalt	mg/kg	15	15	15
Kupfer	mg/kg	1100	1050	1075
Nickel	mg/kg	605	625	615
Quecksilber	mg/kg	0,49	0,42	0,46
Thallium	mg/kg	<1	<1	<1
Vanadium	mg/kg	48	46	47
Zink	mg/kg	5300	5170	5235
Zinn	mg/kg	80	85	83
Strontium	mg/kg	850	815	833
Lithium	mg/kg	23	23	23
Fluorid	mg/kg	21	24	23
Ammonium	mg/kg	41	43	42
Chlorid	mg/kg	<250	<250	<250
Sulfat	mg/kg	39670	40260	39965
Sulfid	mg/kg	1,1	1,5	1,3

Tabelle III.5/71

Stoffprobe IV-B: Flugasche KVA Bottrop

Substanzanalysen

Parameter		Probe 1	Probe 2	Mittel	Labor KVA
Trockensubstanz	%	99,87	99,88	99,88	100
Wassergehalt	%	0,13	0,12	0,12	0
Glühverlust	%	2,16	2,42	29	2
Glührückstand	%	97,84	97,58	97,77	98
Fluoranthen	µg/kg	25	24	25	
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	<1	<1	<1	
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	<1	<1	<1	
Benzo(a)pyren	µg/kg	<1	<1	<1	
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	<1	<1	<1	
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	<1	<1	<1	
Σ PAK	µg/kg	30	29	30	60
CSB	mg/kg	68600	67900	68350	
Antimon	mg/kg	11	10	11	
Arsen	mg/kg	21	22	22	
Barium	mg/kg	8520	8540	8530	
Beryllium	mg/kg	3,1	3,3	3,2	
Blei	mg/kg	375	385	380	342
Bor	mg/kg	235	235	235	
Cadmium	mg/kg	9,4	9,3	9,4	8
Chrom, ges.	mg/kg	135	140	138	154
Kobalt	mg/kg	44	45	45	
Kupfer	mg/kg	455	460	458	452
Nickel	mg/kg	160	160	160	161
Quecksilber	mg/kg	3,2	3,6	3,4	1,7
Thallium	mg/kg	6,2	5,9	6,1	
Vanadium	mg/kg	210	210	210	
Zink	mg/kg	2900	3030	2905	2170
Zinn	mg/kg	415	410	413	
Strontium	mg/kg	3450	3420	3435	
Lithium	mg/kg	110	115	113	
Fluorid	mg/kg	29	31	30	
Ammonium	mg/kg	31	34	33	
Chlorid	mg/kg	350	300	325	
Sulfat	mg/kg	560	555	558	
Sulfid	mg/kg	0,33	0,35	0,34	

Tabelle III.5/72

Stoffprobe IV-C: Bettasche KVA Bottrop

Substanzanalysen

Parameter		Probe 1	Probe 2	Mittel	Labor KVA
Trockensubstanz	%	99,92	99,94	99,93	100
Wassergehalt	%	0,08	0,06	0,07	0
Glühverlust	%	0,14	0,07	0,10	0,2
Glührückstand	%	99,86	99,93	99,90	99,8
Fluoranthen	µg/kg	114	100	107	
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	7	6	6,5	
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	3	2	2,5	
Benzo(a)pyren	µg/kg	8	7	7,5	
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	5	4	4,5	
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	3	2	2	
Σ PAK	µg/kg	140	121	130	60
CSB	mg/kg	750	800	775	
Antimon	mg/kg	8,8	9,6	9,3	
Arsen	mg/kg	2,2	1,9	2,1	
Barium	mg/kg	4800	4750	4775	
Beryllium	mg/kg	1,7	1,8	1,8	
Blei	mg/kg	455	450	453	233
Bor	mg/kg	205	215	210	
Cadmium	mg/kg	20	19	20	12
Chrom, ges.	mg/kg	120	125	123	130
Kobalt	mg/kg	34	39	37	
Kupfer	mg/kg	170	170	170	210
Nickel	mg/kg	120	130	125	112
Quecksilber	mg/kg	0,4	0,4	0,4	0,11
Thallium	mg/kg	1,2	1,1	1,2	
Vanadium	mg/kg	130	135	133	
Zink	mg/kg	2675	2700	2688	1580
Zinn	mg/kg	1709	1788	1749	
Strontium	mg/kg	4970	5060	5015	
Lithium	mg/kg	59	63	61	
Fluorid	mg/kg	17	17	16	
Ammonium	mg/kg	32	33	34	
Chlorid	mg/kg	<250	<250	<250	
Sulfat	mg/kg	980	1000	990	
Sulfid	mg/kg	0,3	0,4	0,5	

Tabelle III.5/73

Abfallgruppe IV: Rückstände aus kommunaler Schlamm-Verbrennung

Substanzanalysen

Vergleich der Mittelwerte der Stoffproben

Parameter		IV-A	IV-B	IV-C
Trockensubstanz	%	62,85	99,88	99,93
Wassergehalt	%	37,15	0,12	0,07
Glühverlust	%	1,36	2,29	0,10
Glührückstand	%	98,64	97,77	99,90
Fluoranthen	µg/kg	45	25	107
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	1,5	<1	6,5
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	1,5	<1	2,5
Benzo(a)pyren	µg/kg	1,5	<1	7,5
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	1,5	<1	4,5
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	2	<1	2
Σ PAK	µg/kg	53	30	130
CSB	mg/kg	12500	68350	775
Antimon	mg/kg	20	11	9,3
Arsen	mg/kg	14	22	2,1
Barium	mg/kg	200	8530	4775
Beryllium	mg/kg	0,4	3,2	1,8
Blei	mg/kg	415	380	453
Bor	mg/kg	233	235	210
Cadmium	mg/kg	10	9,4	20
Chrom, ges.	mg/kg	139	138	123
Kobalt	mg/kg	15	45	37
Kupfer	mg/kg	1075	458	170
Nickel	mg/kg	615	160	125
Quecksilber	mg/kg	0,46	3,4	0,4
Thallium	mg/kg	<1	6,1	1,2
Vanadium	mg/kg	47	210	133
Zink	mg/kg	5235	2905	2688
Zinn	mg/kg	83	413	1749
Strontium	mg/kg	833	3435	5015
Lithium	mg/kg	23	113	61
Fluorid	mg/kg	23	30	16
Ammonium	mg/kg	42	33	34
Chlorid	mg/kg	<250	325	<250
Sulfat	mg/kg	39965	558	990
Sulfid	mg/kg	1,3	0,34	0,5

Eine von der Chemie-Abteilung der Emschergenossenschaft analysierte Bettaschen-Probe weicht in den untersuchten Parametern nur geringfügig von der Analysenergebnissen des Hygiene-Instituts ab.

Zusammenfassend kann festgestellt werden, daß die drei Stoffproben aus der Klärschlammverbrennung generell ähnlich zusammengesetzt sind. Mit Ausnahme von Barium, Strontium, Zink und Sulfat sind keine signifikanten Unterschiede zwischen den einzelnen Rückständen festzustellen (vergl. Tabelle III.5/73).

III.5.4.3 Lösungswasser-Analysen

Für die Elutionsversuche mit den Stoffproben der Abfallgruppe IV wurde das Lösungswasser II benutzt. Die aktuelle Zusammensetzung des chloridhaltigen Grubenwassers aus der Zeche Consolidation zum Zeitpunkt der Untersuchungen (Lösungswasser IIc) ist in der Tabelle III.5/74 dokumentiert.

III.5.4.4 Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben

Die Proben der Abfallgruppe IV wurden mit der Schüttelmethode auf ihr Auslaugungsverhalten untersucht. Die Elutionen erfolgten mit entmineralisiertem Wasser ("Wasser") und mit chloridhaltigem Grubenwasser ("Cl-Wasser").

Die Ergebnisse der Schüttelversuche sind in den Abbildungen (Anhang) III.5/48 bis III.5/52 und in den Tabellen III.5/75 bis III.5/77 für die einzelnen KVA-Rückstände zusammengestellt und mit den Stoffkonzentrationen im Lösungswasser und mit den Richtwerten der Deponie-Klasse 2 verglichen. Die Tabellen III.5/78 und III.5/79 zeigen die Ergebnisse für die Auslaugungen mit Wasser bzw. Cl-Wasser im Überblick.

Tabelle III.5/74

Lösungswasser IIc

Chlorid-Grubenwasser Zeche Consolidation

Schacht 4, 11. Sohle, ca. 1210 m

Trübung		sehr schwach trübe
Farbe		schwach gelblich
Geruch		schwach dumpfig
Abdampfrückstand	mg/l	254855
Glührückstand	mg/l	116700
TOC	mg/l	<0,2
CSB	mg/l	29
El. Leitfähigkeit	mS/cm	200,5
pH-Wert		5,69
Säurekapazität K_S 8,2	mmol/l	0,0
Säurekapazität K_S 4,3	mmol/l	1,8
Redoxspannung	mV	-125
Sauerstoff	mg/l	<0,2
Chlorid	mg/l	150000
Sulfat	mg/l	<5
Ammonium	mg/l	75,4
Fluorid	mg/l	0,01
Bor	mg/l	0,25
Natrium	mg/l	75750
Kalium	mg/l	1675
Calcium	mg/l	10830
Magnesium	mg/l	1345
Lithium	mg/l	195
Strontium	mg/l	488
Barium	mg/l	13,1
Eisen	mg/l	56,5
Mangan	mg/l	8,15
Zink	mg/l	7,30
Cadmium	mg/l	0,01
Blei	mg/l	0,20
Arsen	mg/l	<0,001
Antimon	mg/l	<0,001
Kobalt und Thallium	mg/l	n.a.
Vanadium	mg/l	<0,01
Zinn	mg/l	<0,1

Tabelle III.5/75
Stoffprobe IV-A Schlammasche aus der KVA Düsseldorf-Süd
Auslaugungen im Schütteltest S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter		Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	farblos	schw.gbl.	
Geruch		dumpfig	ohne	dumpfig	
pH-Wert		8,23	6,74	5,71	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/cm	2,5	200,3	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	0,1	0,0	0,0	
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	1,20	1,55	1,8	
Abdampfrückstand	mg/l	2680	245900	254900	
Glührückstand	mg/l	2445	117050	116710	
TOC	mg/l	1,0	0,1	<0,2	
CSB	mg/l	<15	435	30	<50
Chlorid	mg/l	40	148000	150000	
Sulfat	mg/l	1512	19	<5	
Fluorid	mg/l	0,55	0,13	0,01	5,0
Kalium	mg/l	16	1005	1675	
Calcium	mg/l	815	8625	10800	
Blei	mg/l	<0,05	0,33	0,20	0,5
Kupfer	mg/l	<0,01	0,8	0,07	10,0
Zink	mg/l	<0,01	4,63	7,25	5,0
Antimon	mg/l	0,070	0,128	<0,001	1,0
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/l	0,15	75,1	75,8	4,1
Bor	mg/l	1,52	8,75	0,25	10,0
Cadmium	mg/l	<0,005	0,198	0,015	0,05
Barium	mg/l	0,09	3,59	13,0	10,0

Tabelle III.5/76
Stoffprobe IV-B Flugasche aus der KVA Bottrop
Auslaugungen im Schütteltest S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter		Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	farblos	schw.gbl.	
Geruch		ohne	ohne	dumpfig	
pH-Wert		9,86	7,64	5,71	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/cm	0,73	207,1	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	0,2	0,0	0,0	
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	1,00	1,85	1,8	
Abdampfrückstand	mg/l	812	257900	254900	
Glührückstand	mg/l	738	116700	116710	
TOC	mg/l	0,4	0,1	<0,2	
CSB	mg/l	<15	48	30	<50
Chlorid	mg/l	20	148000	150000	
Sulfat	mg/l	307	36	<5	
Fluorid	mg/l	6,5	2,2	0,01	5,0
Kalium	mg/l	10	1095	1675	
Calcium	mg/l	168	8725	10800	
Blei	mg/l	<0,05	0,10	0,20	0,5
Kupfer	mg/l	0,01	0,35	0,07	10,0
Zink	mg/l	0,01	4,62	7,25	5,0
Antimon	mg/l	0,032	0,020	<0,001	1,0
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/l	0,19	75,1	75,8	4,1
Bor	mg/l	0,47	7,95	0,25	10,0
Cadmium	mg/l	<0,005	<0,05	0,015	0,05
Barium	mg/l	0,26	9,45	13,0	10,0

Tabelle III.5/77
Stoffprobe IV-C Bettasche aus der KVA Bottrop
Auslaugungen im Schütteltest S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter		Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	farblos	schw.gbl.	
Geruch		ohne	ohne	dumpfig	
pH-Wert		8,81	5,96	5,71	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/cm	0,135	207,2	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	<0,03	0,0	0,0	
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	0,40	0,40	1,8	
Abdampfrückstand	mg/l	104	257700	254900	
Glührückstand	mg/l	91	116705	116710	
TOC	mg/l	0,6	0,1	<0,2	
CSB	mg/l	<15	66	30	<50
Chlorid	mg/l	<10	148000	150000	
Sulfat	mg/l	41	<5	<5	
Fluorid	mg/l	0,31	0,19	0,01	5,0
Kalium	mg/l	1,1	1130	1675	
Calcium	mg/l	23	7575	10800	
Blei	mg/l	<0,05	0,23	0,20	0,5
Kupfer	mg/l	<0,01	0,30	0,07	10,0
Zink	mg/l	<0,01	8,85	7,25	5,0
Antimon	mg/l	0,010	0,006	<0,001	1,0
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/l	0,05	75,3	75,8	4,1
Bor	mg/l	0,05	8,75	0,25	10,0
Cadmium	mg/l	<0,005	<0,05	0,015	0,05
Barium	mg/l	0,14	12,0	13,0	10,0

Tabelle III.5/78
Abfallgruppe IV
Rückstände aus Klärschlammverbrennungsanlagen
Auslaugungen im Schütteltest S4 mit Wasser
- Übersicht -

Parameter		Schlammasche IV-A	Flugasche IV-B	Bettasche IV-C	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	farblos	farblos	
Geruch		dumpfig	ohne	ohne	
pH-Wert		8,23	9,86	8,81	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/c m	2,500	0,730	0,135	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/ 1	0,10	0,2,	<0,03	
Säurek. K_S 4,3	mmol/ 1	1,20	1,00	0,40	
Abdampfrückstand	mg/ 1	2680	812	104	
Glührückstand	mg/ 1	2445	738	91	
TOC	mg/ 1	1,0	0,4	0,6	
CSB	mg/ 1	<15	<15	<15	<50
Chlorid	mg/ 1	40	20	<10	
Sulfat	mg/ 1	1512	307	41	
Fluorid	mg/ 1	0,55	6,5	0,31	5,0
Kalium	mg/ 1	16	10	1,1	
Calcium	mg/ 1	815	168	23	
Blei	mg/ 1	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Kupfer	mg/ 1	<0,01	0,01	<0,01	10,0
Zink	mg/ 1	<0,01	0,01	<0,01	5,0
Antimon	mg/ 1	0,070	0,032	0,010	1,0
Zinn	mg/ 1	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/ 1	0,15	0,19	0,05	4,1
Bor	mg/ 1	1,52	0,47	0,05	10,0
Cadmium	mg/ 1	<0,005	<0,005	<0,005	0,05
Barium	mg/ 1	0,09	0,26	0,14	10,0

Tabelle III.5/79
Abfallgruppe IV
Rückstände aus Klärschlammverbrennungsanlagen
Auslaugungen im Schütteltest S4 mit Chlorid-Grubenwasser
- Übersicht -

Parameter		Schlammasche IV-A	Flugasche IV-B	Bettasche IV-C	Eluens Cl-Wasser
Farbe		farblos	farblos	farblos	schw.gbl.
Geruch		ohne	ohne	ohne	dumpfig
pH-Wert		6,74	7,64	5,96	5,71
Leitfähigkeit	mS/cm	200,3	207,1	207,2	200,5
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	0,0	0,0	0,0	0,0
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	1,55	1,85	0,40	1,8
Abdampfrückstand	mg/l	245900	257900	257700	254900
Glührückstand	mg/l	117500	116700	116705	116710
TOC	mg/l	0,1	0,1	0,1	<0,2
CSB	mg/l	435	48	66	30
Chlorid	mg/l	148000	148000	148000	150000
Sulfat	mg/l	19	36	<5	<5
Fluorid	mg/l	0,13	2,2	0,19	0,01
Kalium	mg/l	1005	1095	1130	1675
Calcium	mg/l	8625	8725	7575	10800
Blei	mg/l	0,33	0,10	0,23	0,20
Kupfer	mg/l	0,80	0,35	0,30	0,07
Zink	mg/l	4,63	4,62	8,85	7,25
Antimon	mg/l	0,128	0,020	0,006	<0,001
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	mg/l	75,1	75,1	75,3	75,8
Bor	mg/l	8,75	7,95	8,75	0,25
Cadmium	mg/l	0,198	<0,05	<0,05	0,015
Barium	mg/l	3,59	9,45	12,0	13,0

In den Rechentabellen RIII/23 bis RIII/25 im Anhang sind die Stoffkonzentrationen in den Eluaten und im Eluens untereinander und mit den Richtwerten der Deponieklasse 2 ins Verhältnis gesetzt.

Mit Ausnahme der Fluorid- und der Antimon-Konzentrationen liegen alle Werte im Cl-Wasser-Eluat deutlich höher als die Stoffkonzentrationen im Wasser-Eluat. Bei Zink, Ammonium und Barium schlagen hierbei die höheren Konzentrationswerte des Grubenwassers durch. Dagegen werden Cadmium, Kupfer und Bor mit dem Chlorid-Wasser signifikant höher ausgelaugt als mit dem entmineralisierten Wasser.

Der Cadmium-Gehalt des Cl-Eluates erreicht bzw. überschreitet auch den Richtwert der Deponieklasse 2.

In den jeweils letzten Spalten der Rechentabellen sind die bei Auslaugung mit Wasser erreichten Prozentsätze der Richtwerte angegeben. Die Werte zeigen, daß nur in einem Fall (Fluoridgehalt im Eluat der Flugasche aus der KVA Bottrop) dieser Richtwert geringfügig überschritten wird. In allen anderen Fällen liegen die Stoffkonzentrationen im Eluat mit Wasser um eine bis drei Zehnerpotenzen unter den Richtwerten.

III.5.4.5 Säulen-Versuche mit vorbehandelten Proben

Zur Durchführung der Druckelutions-Versuche wurden die Wochenmischproben der Gruppe IV mit Leitungswasser der örtlichen Wasserversorgung ohne bzw. mit 5 und 10 Prozent Zementzugabe angemacht und zur Aushärtung 28 Tage stehen gelassen. Die Proctorkörper werden wie folgt bezeichnet:

IV-A V0	Schlammasche KVA Düsseldorf ohne Zement
IV-A V5	Schlammasche KVA Düsseldorf mit 5 % Zement
IV-A V10	Schlammasche KVA Düsseldorf mit 10 % Zement

IV-B V0	Flugasche KVA Bottrop ohne Zement
IV-B V5	Flugasche KVA Bottrop mit 5 % Zement
IV-B V10	Flugasche KVA Bottrop mit 10 % Zement
IV-C V0	Bettasche KVA Bottrop ohne Zement
IV-C V5	Bettasche KVA Bottrop mit 5 % Zement
IV-C V10	Bettasche KVA Bottrop mit 10 % Zement

Während der 28-tägigen Aushärtezeit war fast in allen Fällen eine Volumenverminderung von etwa 40 ml zu verzeichnen. Die Proctorkörper IV-A V0, IV-C V0 und IV-C V5 waren nach 28 Tagen Standzeit nicht ausgehärtet und konnten aufgrund der amorphen Struktur nicht in die Triaxialzelle eingebaut und der Druckelution unterzogen werden.

Die Randbedingungen zur Durchführung der Druckelutions-Versuche sind in der Tabelle III.5/80 zusammengestellt. Die Ergebnisse der Eluat-Analysen von den Druckelutions-Versuchen sind in den Tabellen III.5/81 bis III.5/86 sowie in den Abbildungen (Anhang) III.5/53 bis III.5/58 dokumentiert.

Aus der **Asche der KVA Düsseldorf** (IV-A) wird praktisch kein Blei ausgelaugt. Die Cadmium-Konzentrationen im Eluat der mit 5 % Zement angesetzten Probe lagen während der Versuchszeit über dem 2- bis 4-fachen des Richtwertes der Deponieklasse 2. Erst bei Zugabe von 10 % Zement können die Cd-Werte deutlich unter diesen Wert gedrückt werden.

Die Blei-Konzentrationen in den Eluaten aus der **Flugasche der KVA Bottrop** (IV-B) nehmen mit zunehmendem Zementanteil signifikant ab. Bei 10 % Zementzugabe liegen alle Werte unter der Nachweisgrenze. Dies gilt auch für Cadmium, Zink und Antimon. Bei dieser Abfallart führt die Zugabe von 10 % Zement praktisch zu einem immissionsneutralen Deponiestoff. Die übrigen Werte (Salzgehalt, Barium, Ammonium, CSB) werden allein durch die Stoffkonzentrationen in dem Chlorid-Grubenwasser bestimmt.

Von der **Bettasche der KVA Bottrop** (IV-C) liegen nur Werte der mit 10 % Zement angesetzten Probe vor. Während Blei aus der Probe nicht ausgelaugt wird, liegen die Cd-Werte doch zwischen dem 4- bis 8-fachen des Richtwertes der Deponieklasse 2. Die Konzentrationen an Zink, Barium, Ammonium und die Salzfracht werden auch bei diesem Abfallstoff allein durch die entsprechenden Konzentrationen im Cl-Grubenwasser bestimmt.

Nach Beendigung der Druckversuche wurden die Probekörper dreigeteilt und nach Bestimmung des Wassergehaltes und des Glühverlustes im Königswasserauszug auf einige wichtige Parameter analysiert. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/87 bis III.5/92 zu Mittelwerten zusammengefaßt und mit den Werten der entsprechenden Rohprobe verglichen.

Abgesehen von dem versuchsbedingten höheren Wassergehalt in einigen Proben zeigen die Proctorkörper nach Abschluß der Druckelutionen in den wichtigsten Parametern keine wesentlichen Veränderungen gegenüber der Rohprobe.

Tabelle III.5/80

Abfallgruppe IV

Randbedingungen der Druckelutions-Versuche

Proben		IV-A V5	IV-A V10	IV-B V0	IV-B V5	IV-B V10	IV-C V10
Eingesetzte Materialmenge	g	1500	1500	1500	1500	1500	1500
Wasserzugabe	ml	540	550	1600	1600	1600	700
Zementanteil	%	5	10	0	5	10	10
Einbauform		Zylinder	Zylinder	Zylinder	Zylinder	Zylinder	Zylinder
Höhe	cm	10	10	10	10	10	10
Durchmesser	cm	10	10	10	10	10	10
Volumen	cm^3	785	785	785	785	785	785
Material zur Aushärtung	g	1103,53	1089,92	1164,04	1163,88	1176,72	1401,21
Material nach Aushärtung	g	901,43	894,60	951,58	980,65	1017,55	1157,00
Volumen nach Aushärtung	cm^3	746	746	746	746	778	746
Elutionsdruck	bar	1	1	1	1	1	1
Gesamtlaufzeit	min	670	793	200	500	557	9
Gesamtdurchflußmenge	ml	10000	10000	10000	10000	10000	10000
Gewicht d. Körpers n. Versuch	g	1082,42	1100,95	1040,00	1096,70	1186,45	1220,00

Tabelle III.5/81

Stoffprobe IV-A V5: Schlammasche KVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Zementzuschlag: 5 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	1,09	3,09	11,17	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7}	3,10	3,36	2,91	
Farbe	farblos	farblos	farblos	
Geruch	ohne	ohne	ohne	
pH-Wert	7,92	8,19	8,34	
El. Leitf. µS/cm	171900	202800	202100	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	147000	151000	150000	150000
Sulfat	1680	<5	<5	<5
Fluorid	0,17	0,07	<0,05	0,01
Kalium	1130	1480	1550	1675
Calcium	8130	9445	10050	10830
Blei	<0,05	<0,05	<0,05	0,2
Zink	17,9	6,21	1,45	7,30
Cadmium	0,167	0,159	0,217	0,01
Antimon	0,116	0,040	0,003	<0,001
Barium	4,60	14,45	21,05	13,1
Ammonium	65,9	74,8	75,0	75,4
Abdampfrückstand	226100	248400	255800	254855
Glührückstand	108500	117900	118400	116700
CSB	405	43	36	29
TOC	0,9	0,1	<0,1	<0,2

Tabelle III.5/82

Stoffprobe IV-A V10: Schlammasche KVA Düsseldorf
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Zementzuschlag: 10 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	1,72	4,22	13,22	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7}	1,95	2,68	2,61	
Farbe	grünlich	grünlich	grünlich	
Geruch	ohne	ohne	ohne	
pH-Wert	8,07	8,44	8,39	
El. Leitf. µS/cm	191900	203000	198000	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	137000	150000	150000	150000
Sulfat	1680	960	480	<5
Fluorid	0,16	0,06	<0,05	0,01
Kalium	1325	1450	1610	1675
Calcium	9400	10050	10220	10830
Blei	<0,05	<0,05	<0,05	0,2
Zink	9,96	5,35	1,20	7,30
Cadmium	0,027	0,085	<0,005	0,01
Antimon	0,095	0,022	0,001	<0,001
Barium	5,20	12,95	19,30	13,1
Ammonium	72,0	75,0	75,0	75,4
Abdampfrückstand	220300	254100	254100	254855
Glührückstand	105900	117200	116400	116700
CSB	385	36	<15	29
TOC	1,0	0,3	0,1	<0,2

Tabelle III.5/83

Stoffprobe IV-B V0: Flugasche KVA Bottrop
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Zementzuschlag: 0 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,34	1,00	3,34	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-6}	1,01	1,01	1,01	
Farbe	hellgrau	hellgrau	hellgrau	
Geruch	dumpfig	dumpfig	dumpfig	
pH-Wert	7,94	7,46	7,03	
El. Leitf. µS/cm	155400	200800	204000	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	138600	147250	149100	150000
Sulfat	12	<5	<5	<5
Fluorid	2,6	1,8	0,97	0,01
Kalium	1260	1335	1560	1675
Calcium	7650	8410	9630	10830
Blei	0,20	0,23	0,17	0,2
Zink	5,65	7,70	8,95	7,30
Cadmium	0,244	0,264	0,263	0,01
Antimon	0,082	0,020	0,001	<0,001
Barium	7,23	8,35	10,14	13,1
Ammonium	66,7	74,7	74,9	75,4
Abdampfrückstand	164500	222900	226800	254855
Glührückstand	112300	117800	118500	116700
CSB	79	31	<15	29
TOC	0,9	<0,1	<0,1	<0,2

Tabelle III.5/84

Stoffprobe IV-B V5: Flugasche KVA Bottrop
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Zementzuschlag: 5 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,85	2,62	8,34	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7}	3,95	3,80	4,11	
Farbe	farblos	farblos	grünlich	
Geruch	dumpfig	dumpfig	ohne	
pH-Wert	8,65	8,49	8,43	
El. Leitf. µS/cm	150300	201800	204000	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	133000	146000	150000	150000
Sulfat	31	<5	<5	<5
Fluorid	0,44	0,19	0,14	0,01
Kalium	1300	1420	1615	1675
Calcium	7940	8550	10050	10830
Blei	0,14	0,06	<0,05	0,2
Zink	0,58	0,25	0,21	7,30
Cadmium	0,080	0,375	0,484	0,01
Antimon	0,065	0,001	0,001	<0,001
Barium	9,40	10,05	11,65	13,1
Ammonium	71,4	75,4	75,2	75,4
Abdampfrückstand	145900	255600	252200	254855
Glührückstand	108900	117200	119100	116700
CSB	61	<15	<15	29
TOC	1,0	0,1	<0,1	<0,2

Tabelle III.5/85

Stoffprobe IV-B V10: Flugasche KVA Bottrop
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Zementzuschlag: 10 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,87	2,62	9,29	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7}	4,03	4,00	3,67	
Farbe	farblos	farblos	farblos	
Geruch	Ammoniak	Ammoniak	Ammoniak	
pH-Wert	10,41	9,06	8,83	
El. Leitf. µS/cm	152400	206700	207000	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	137000	147000	149000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	1,3	0,16	0,14	0,01
Kalium	1410	1535	1600	1675
Calcium	8410	9500	10250	10830
Blei	<0,05	<0,05	<0,05	0,2
Zink	<0,05	<0,05	<0,05	7,30
Cadmium	<0,005	<0,005	<0,005	0,01
Antimon	0,020	<0,001	<0,001	<0,001
Barium	10,20	11,35	12,45	13,1
Ammonium	66,7	74,1	74,1	75,4
Abdampfrückstand	145400	205900	208800	254855
Glührückstand	117500	119400	120700	116700
CSB	<15	<15	<15	29
TOC	0,2	<0,1	<0,1	<0,2

Tabelle III.5/86

Stoffprobe IV-C V10: Bettasche KVA Bottrop
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser
Zementzuschlag: 10 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,02	0,05	0,15	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-5}	2,02	2,02	2,35	
Farbe	farblos	farblos	farblos	
Geruch	Ammoniak	Ammoniak	Ammoniak	
pH-Wert	9,73	9,33	8,74	
El. Leitf. µS/cm	193700	201000	202000	
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	147000	149000	150000	150000
Sulfat	15	<5	<5	<5
Fluorid	0,08	0,06	0,02	0,01
Kalium	1550	1590	1625	1675
Calcium	9050	10120	10200	10830
Blei	<0,05	<0,05	<0,05	0,2
Zink	0,18	0,36	1,35	7,30
Cadmium	0,181	0,360	0,400	0,01
Antimon	0,022	0,001	<0,001	<0,001
Barium	11,20	12,15	13,00	13,1
Ammonium	76,9	75,1	75,0	75,4
Abdampfrückstand	253600	254100	254600	254855
Glührückstand	116700	116950	117200	116700
CSB	79	31	<15	29
TOC	0,7	<0,1	<0,1	<0,2

Tabelle III.5/87

Stoffprobe IV-A V5: Asche der KVA Düsseldorf-Süd
Vorbehandelt mit 5 % Zement-Zugabe
Substanzanalyse des Probekörpers nach Beendigung des Druckversuchs

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	59,47	58,41	56,21	58,03	62,85
Wassergehalt	%	40,53	41,59	43,79	41,97	37,15
Glührückstand	%	96,83	96,88	96,25	96,74	98,64
Glühverlust	%	3,17	3,12	3,18	3,16	1,36
Calcium	mg/kg	95300	88300	83100	88900	
Kalium	mg/kg	5500	5470	5140	5370	
Chlorid	mg/kg	104200	104200	113500	106200	250000
Sulfat	mg/kg	40100	39500	39200	39600	39965
Fluorid	mg/kg	24	20	18	21	23
Blei	mg/kg	410	410	410	410	415
Cadmium	mg/kg	11	10	10	10	10
Zink	mg/kg	5230	5340	5230	5267	5235
Antimon	mg/kg	19	19	18	19	20

Tabelle III.5/88

Stoffprobe IV-A V10: Asche der KVR Düsseldorf-Süd
Vorbehandelt mit 10 % Zement-Zugabe
Substanzanalyse des Probekörpers nach Beendigung des Druckversuchs

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	59,63	58,68	56,96	58,42	62,85
Wassergehalt	%	40,37	41,32	43,04	41,58	37,15
Glührückstand	%	94,02	94,22	95,29	94,51	98,64
Glühverlust	%	5,98	5,78	4,71	5,49	1,36
Calcium	mg/kg	94100	87100	78100	86433	
Kalium	mg/kg	4850	4650	4410	4637	
Chlorid	mg/kg	103700	103300	109200	105430	250000
Sulfat	mg/kg	40450	40050	39850	40117	39965
Fluorid	mg/kg	22	20	20	21	23
Blei	mg/kg	415	410	410	412	415
Cadmium	mg/kg	9,5	10,2	10,0	9,9	10
Zink	mg/kg	3370	3400	2100	2957	5235
Antimon	mg/kg	19	20	19	19	20

Tabelle III.5/89

Stoffprobe IV-B V0: Flugasche der KVR Bottrop
Vorbehandelt mit 0 % Zement-Zugabe
Substanzanalyse des Probekörpers nach Beendigung des Druckversuchs

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	64,71	63,84	62,06	63,54	99,88
Wassergehalt	%	35,29	36,16	37,94	36,46	0,12
Glührückstand	%	96,30	96,17	95,52	96,00	97,77
Glühverlust	%	3,70	3,83	4,48	4,00	2,29
Calcium	mg/kg	43700	42600	42200	42833	
Kalium	mg/kg	11700	10300	10200	10733	
Chlorid	mg/kg	98400	107000	109500	105000	325000
Sulfat	mg/kg	520	510	500	510	585
Fluorid	mg/kg	31	29	29	30	30
Blei	mg/kg	380	380	375	378	380
Cadmium	mg/kg	9,6	9,2	8,4	9,1	9,4
Zink	mg/kg	3270	3020	2240	2843	2905
Antimon	mg/kg	9,9	10,0	9,6	9,8	11

Tabelle III.5/90

Stoffprobe IV-B V5: Flugasche der KVR Bottrop
Vorbehandelt mit 5 % Zement-Zugabe
Substanzanalyse des Probekörpers nach Beendigung des Druckversuchs

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	65,17	61,85	61,93	62,98	99,88
Wassergehalt	%	34,83	38,15	38,07	37,02	0,12
Glührückstand	%	95,58	95,62	95,50	95,57	97,77
Glühverlust	%	4,42	4,38	4,50	4,43	2,29
Calcium	mg/kg	54200	52000	52000	52733	
Kalium	mg/kg	12300	11100	9600	11000	
Chlorid	mg/kg	101200	106300	110600	106000	325000
Sulfat	mg/kg	550	560	570	560	585
Fluorid	mg/kg	30	29	29	29	30
Blei	mg/kg	390	375	375	380	380
Cadmium	mg/kg	9,1	8,9	8,3	8,8	9,4
Zink	mg/kg	3240	3040	2370	2883	2905
Antimon	mg/kg	9,9	9,4	9,8	9,7	11

Tabelle III.5/91

Stoffprobe IV-B V10: Flugasche der KVR Bottrop
Vorbehandelt mit 10 % Zement-Zugabe
Substanzanalyse des Probekörpers nach Beendigung des Druckversuchs

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	73,35	70,93	71,57	71,95	99,88
Wassergehalt	%	26,65	29,07	28,43	28,05	0,12
Glührückstand	%	94,11	94,96	94,93	94,67	97,77
Glühverlust	%	5,89	5,04	5,07	5,33	2,29
Calcium	mg/kg	59400	55900	54200	56500	
Kalium	mg/kg	11500	10800	10500	10933	
Chlorid	mg/kg	100600	102400	102100	101700	325000
Sulfat	mg/kg	560	580	580	573	585
Fluorid	mg/kg	29	28	30	29	30
Blei	mg/kg	380	385	385	383	380
Cadmium	mg/kg	9,8	8,7	8,6	9,0	9,4
Zink	mg/kg	3200	3020	2850	3023	2905
Antimon	mg/kg	9,6	9,8	9,9	9,8	11

Tabelle III.5/92

Stoffprobe IV-C V10: Bettasche der KVR Bottrop
Vorbehandelt mit 10 % Zement-Zugabe
Substanzanalyse des Probekörpers nach Beendigung des Druckversuchs

Parameter		unt.Drittel	mtl.Drittel	ob. Drittel	Mittelwert	Rohprobe
Trockensubstanz	%	85,78	84,87	84,22	84,96	99,93
Wassergehalt	%	14,22	15,13	15,78	15,04	0,07
Glührückstand	%	97,02	97,29	97,05	97,12	99,90
Glühverlust	%	3,70	3,83	4,48	4,00	0,10
Calcium	mg/kg	57800	56800	55500	56700	
Kalium	mg/kg	10700	9610	9040	9783	
Chlorid	mg/kg	34700	32500	29400	32200	250000
Sulfat	mg/kg	950	980	990	973	990
Fluorid	mg/kg	15	16	17	16	16
Blei	mg/kg	450	450	455	455	453
Cadmium	mg/kg	18	19	19	19	20
Zink	mg/kg	2760	2630	2595	2662	2688
Antimon	mg/kg	8,6	8,5	8,9	8,7	9,3

5.4.6 Zusammenfassung Abfallgruppe IV

Die wichtigsten Ergebnisse der Elutionsversuche mit Rückständen aus der kommunalen Klärschlamm-Verbrennung werden in den Tabellen III.5/93 und III.5/94 nochmals zusammengefaßt.

Aus der **Asche der KVA Düsseldorf-Süd** (IV-A) werden nur geringe Bleimengen ausgetragen, in der mit 10 % Zement angesetzten Probe IV-A V10 liegen die Bleiwerte durchweg unter der Nachweisgrenze. Demgegenüber überschreiten die Eluat-Konzentration von Cadmium teilweise erheblich die Richtwerte der Deponieklasse 2, sie liegen auch in der Probe IV-A V10 teilweise über 0,05 mg/l. Der Zinkgehalt des Eluates wird bei entsprechendem pH-Wert fast ausschließlich durch die Zn-Konzentration des Chlorid-Grubenwassers bestimmt. Nur zu Beginn der Druckelutions-Versuche wird Zink zusätzlich ausgelaugt. Die Antimon-Konzentrationen lagen teils geringfügig über, meist jedoch unter den Richtwerten.

Die **Flugasche der KVA Bottrop** zeigte bei allen Untersuchungen die geringsten Auslaugungs-Stoffemissionen. Insbesondere die mit 10 % Zement angesetzte Probe kann unter Berücksichtigung der wichtigsten Parameter als praktisch immissionsneutral angesehen werden.

Für die **Bettasche der KVA Bottrop** treffen diese günstigen Aussagen nicht zu. Zwar wurde auch bei dieser Probe praktisch kein Bleiaustrag beobachtet. Die ausgelaugten Cadmiumfrachten lagen jedoch trotz Zugabe von 10 % Zement deutlich über dem Cadmiumgehalt des Grubenwassers.

Die Durchlässigkeitbeiwerte nehmen in den Asche- bzw. Flugascheproben mit zunehmender Zementzugabe geringfügig ab, ohne jedoch den Bereich 10^{-7} m/s zu unterschreiten. Die Bettasche der KVA Bottrop war selbst nach Verfestigung mit 10 % Zement relativ stark durchlässig, der k_f-Wert wurde hier mit ca. $2 \cdot 10^{-5}$ berechnet.

Tabelle III.5/93

Abfallgruppe IV

Ergebnisse der S4-Versuche mit unbehandelten Proben

	Schl.Asche KVA D'dorf	Flugasche KVA Bottrop	Bettasche KVA Bottrop	Chlorid-Wasser
Werte in mg/l:				
Blei	0,33	0,10	0,23	0,20
Cadmium	0,198	<0,05	<0,05	0,015
Zink	4,63	4,62	8,85	7,25
Antimon	0,128	0,020	0,006	<0,001

Tabelle III.5/94

Abfallgruppe IV

Ergebnisse der Druckversuche mit vorbehandelten Proben

		Schlammasche KVA Düsseldorf IV-A V5	IV-A V10	Flugasche KVA Bottrop IV-B V0	IV-B V5	IV-B V10	Bettasche Bottrop IV-C V10
Werte in mg/l:	(1)						
Blei	(1)	<0,05	<0,05	0,20	0,14	<0,05	<0,05
	(3)	<0,05	<0,05	0,23	0,06	<0,05	<0,05
	(10)	<0,05	<0,05	0,17	<0,05	<0,05	<0,05
Cadmium	(1)	0,167	0,027	0,244	0,080	<0,005	0,181
	(3)	0,159	0,085	0,264	0,375	<0,005	0,360
	(10)	0,217	0,001	0,263	0,484	<0,005	0,400
Zink	(1)	17,90	9,96	5,56	0,58	<0,05	0,18
	(3)	6,21	5,35	7,70	0,25	<0,05	0,36
	(10)	1,45	1,20	8,95	0,21	<0,05	1,35
Antimon	(1)	0,116	0,095	0,082	0,065	0,020	0,022
	(3)	0,040	0,022	0,020	0,001	<0,001	0,001
	(10)	0,003	0,001	0,001	0,001	<0,001	<0,001
k_f-Werte							
10^{-7} m/s	(1)	3,10	1,95	10,1	3,95	4,03	202
	(3)	3,36	2,68	10,1	3,80	4,00	202
	(10)	2,91	2,61	10,1	4,11	3,67	235

III.5.5 Abfallgruppe V
Rückstände aus der Ölschlammverbrennung Fa. FORD

III.5.5.1 Herkunft und Bezeichnung der Stoffprobe

Die Firma FORD betreibt auf dem Werksgelände in Köln-Niehl eine Industrieabfall-Verbrennungsanlage, in der Lack-, Schleif- und Filterschlämme verascht werden.

Die Rückstands-Probe V-M besteht aus dem E-Filterstaub und den Reaktionsprodukten der quasitrockenen Rauchgasreinigung dieser Anlage und wurde als Mischprobe über 7 Tage entnommen.

III.5.5.2 Substanzanalysen

Die Wochen-Mischprobe V-M wurde auf ihre Inhaltsstoffe analysiert. Es wurden zwei Parallelproben untersucht. Die Ergebnisse sind in der Tabelle III.5/95 zusammengestellt. Die beiden Parallelproben zeigen sehr gute Übereinstimmung in den Analysenergebnissen.

Im Vergleich mit den Rückständen aus kommunalen Schlammverbrennungsanlagen (Abfallgruppe IV) sind demgegenüber deutliche Unterschiede festzustellen. Besonders stark vorhanden sind Blei und Zink sowie Nickel und Chrom. Auch der Sulfatgehalt ist mit fast 53 g/kg extrem hoch. Die Summe der polycyclischen Aromaten ist im Mittel mit 245 µg/kg fast doppelt so hoch wie in der Bettasche IV-C und 4 bis 8 mal höher als in den Flugaschen IV-A und IV-B.

Die Rückstände aus der Ölschlamm-Verbrennungsanlage der Firma FORD in Köln müssen daher schon aufgrund der Substanzanalyse als Sonderabfall eingestuft werden.

Tabelle III.5/95

Stoffprobe V-M: Rückstände aus der Ölschlammverbrennung Fa. FORD

Substanzanalysen

Parameter		Probe 1	Probe 2	Mittel
Trockensubstanz	%	100,00	100,00	100,00
Wassergehalt	%	0,00	0,00	0,00
Glühverlust	%	6,57	6,28	6,43
Glührückstand	%	93,43	93,72	93,57
Fluoranthen	µg/kg	130	160	145
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	1	3	2
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	7	9	8
Benzo(a)pyren	µg/kg	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	12	15	14
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	20	25	22
Σ PAK	µg/kg	171	213	245
CSB	mg/kg	23500	23900	23700
Antimon	mg/kg	107	105	106
Arsen	mg/kg	190	205	198
Barium	mg/kg	71	72	72
Beryllium	mg/kg	<0,10	<0,10	<0,10
Blei	mg/kg	13700	13200	13450
Bor	mg/kg	460	480	470
Cadmium	mg/kg	37	37	37
Chrom, ges.	mg/kg	755	790	773
Kobalt	mg/kg	<0,6	<0,6	<0,6
Kupfer	mg/kg	670	635	653
Nickel	mg/kg	1045	1095	1070
Quecksilber	mg/kg	0,55	0,47	0,51
Thallium	mg/kg	1,1	1,0	1,1
Vanadium	mg/kg	39	41	40
Zink	mg/kg	19800	20500	20150
Zinn	mg/kg	<5	<5	<5
Strontium	mg/kg	215	220	225
Lithium	mg/kg	<3,0	<3,0	<3,0
Fluorid	mg/kg	570	595	583
Ammonium	mg/kg	28	30	29
Chlorid	mg/kg	420	450	435
Sulfat	mg/kg	52880	52800	52840
Sulfid	mg/kg	0,3	0,5	0,4

III.5.5.3 Lösungswasser-Analysen

Die Elutionsversuche mit der Abfallgruppe V wurden unter Verwendung des Lösungswassers II in der aktuellen Zusammensetzung IIc (vergl. Tabelle III.5/74) durchgeführt.

III.5.5.4 Schüttel-Versuche an der unbehandelten Probe

Die Probe V-M wurde nach der Schüttelmethode S4 auf ihr Auslaugungsverhalten untersucht. Die Versuche wurden mit entmineralisiertem Wasser ("Wasser") und mit chloridhaltigem Grubenwasser ("Cl-Wasser") durchgeführt.

Die Ergebnisse der S4-Versuche sind in den Abbildungen (Anhang) III.5/59 bis III.5/63 sowie in der Tabelle III.5/96 dokumentiert und mit den Stoffkonzentrationen im Lösungswasser ("Eluens") sowie mit den Richtwerten der Deponieklasse 2 verglichen.

In der Rechentabelle RIII/26 im Anhang sind die Stoffkonzentrationen in den Eluaten und im Eluens untereinander sowie mit den Richtwerten ins Verhältnis gesetzt. Mit Ausnahme von Fluorid und Zink liegen sämtliche Stoffkonzentrationen im Cl-Wasser-Eluat deutlich höher als im Wasser-Eluat. Die Faktoren betragen für Blei und Bor 4,5 bzw. 11,9. Bei Barium, Ammonium und Kupfer schlagen die hohen Konzentrationen dieser Stoffe im Chlorid-Wasser selbst durch.

Im Vergleich zum Grubenwasser (Cl-Wasser) fällt vor allem der sehr hohe Faktor für Blei (2080!) auf, während die Verhältniszahl für Cadmium unter 1,0 liegt.

Auch im Vergleich zum Richtwert erscheint der Bleiaustrag mit der 832-fachen Konzentration als qualitätsbestimmender Faktor. Danach ist Ammonium zu nennen, daß allerdings weniger aus der Abfallprobe als aus dem Grubenwasser stammt (s.o.). Die Verhältniszahl für Cadmium liegt hier bei nur 0,1.

Tabelle III.5/96
Stoffprobe V-M: Rückstände aus der Ölschlammverbrennung Fa. FORD
Auslaugungen im Schüttelversuch S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter	Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	Richtw. D.Kl.2
Farbe	farblos	farblos	schw.gbl.	
Geruch	dumpfig	Ammoniak	dumpfig	
pH-Wert	12,70	8,91	5,69	5,5-12
Leitfähigkeit mS/cm	23,0	209,5	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2 mmol/l	45,25	0,10	0,0	
Säurek. K_S 4,3 mmol/l	48,25	0,70	1,75	
Abdampfrückstand mg/l	24150	257200	254855	
Glührückstand mg/l	2273	126710	116700	
TOC mg/l	4,2	1,5	<0,2	
CSB mg/l	<15	40	29	<50
Chlorid mg/l	6900	149000	150000	
Sulfat mg/l	1920	<5	<5	
Fluorid mg/l	3,65	1,0	0,01	5,0
Kalium mg/l	918	1135	1675	
Calcium mg/l	4425	11375	10830	
Blei mg/l	92,2	416	0,20	0,5
Kupfer mg/l	0,15	0,07	0,07	10,0
Zink mg/l	6,97	0,88	7,30	5,0
Antimon mg/l	<0,001	0,004	<0,001	1,0
Zinn mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium mg/l	0,08	76,7	75,4	4,1
Bor mg/l	0,48	5,7	0,25	10,0
Cadmium mg/l	<0,005	<0,005	0,015	0,05
Barium mg/l	0,01	7,0	13,1	10,0

III.5.5.5 Zusammenfassung Abfallgruppe V

Die als Beispiel eines Rückstandes aus der Verbrennung von Industrieschlämmen untersuchte Probe V-M kann in diesem Zusammenhang nur anhand der Ergebnisse des Elutionstests S4 beurteilt werden.

Danach spricht die außerordentlich hohe Bleiemission in dem Cl-Wasser-Eluat eindeutig gegen die Eignung dieses Stoffes in nicht vorbehandelter Form für eine immissionsneutrale Ablagerung.

Nach Auskunft der Firma FORD wurde inzwischen ein Verfestigungsverfahren für die Mischung V-M entwickelt. Durch Zugabe von wenig Zement härten die Rückstände stark aus und sollen laut vorliegendem bautechnischem Gutachten als Straßenunterbaumaterial eingesetzt werden können. Die Umweltverträglichkeit dieses Materials wird zur Zeit noch überprüft.

III.5.6 Abfallgruppe VI
Gießereialtsande

III.5.6.1 Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben

Die insgesamt vier Altsandproben der Abfallgruppe VI wurden nach entsprechender Vereinbarung durch das Zentrallabor und Technikum Frechen (Leiter: Prof. Weiss) der Quarzwerke GmbH angeliefert. Nach Angaben dieser Stelle stammen die Altsande aus folgenden Anfallstellen:

Altsand Nr. 1	Stoffprobe VI-A Kaltharzsand, Herkunft: Fa. Pose-Mare, Erkrath
Altsand Nr. 2	Stoffprobe VI-B Bentonitgebundener Altsand mit Coldbox-Resten, Herkunft: Fa. Pose-Mare, Erkrath
Altsand Nr. 3	Stoffprobe VI-C Bentonitgebundener Altsand mit Croning-, Hotbox- und Coldbox-Kernresten, Herkunft: Fa. Fischer, Mettmann
Altsand Nr. 4	Stoffprobe VI-D Bentonitgebundener Altsand mit Hotbox-Kernresten, Herkunft: Eisenwerk Brühl

Die Altsandproben Nr. 1 und 2 wurden an einem Altsandsilo bzw. aus der Altsandsammelstelle der Firma Pose Mare in Erkrath gewonnen. Bei Sand Nr. 1 wurden vorhandene Knollen von Hand zerdrückt, Edelmetallreste wurden abgesammelt.

Altsand Nr. 3 wurde aus dem Altsandsilo der Firma Fischer in Mettmann entnommen. Der Altsand wurde bei der Entnahme automatisch befeuchtet.

Über die Entnahme der Altsandprobe Nr. 4 liegen keine näheren Angaben vor.

III.5.6.2 Substanzanalysen

Die vier Gießereialtsandproben wurden auf die wichtigsten Inhaltsstoffe untersucht. Die Ergebnisse der Substanzanalysen sind in der Tabelle III.5/97 für alle Proben gemeinsam aufgetragen.

Im Vergleich der Stoffkonzentrationen in den einzelnen Sanden ergeben sich folgende Feststellungen:

Die Konzentrationen organischer Inhaltsstoffe zeigen signifikante Unterschiede, wobei sich deutlich zwei Gruppen herausbilden:

Die Sande 1 und 4 sind organisch wesentlich höher belastet als die Sande 2 und 3. Ihr Glühverlust liegt mehr als doppelt so hoch.

Die Summe der Konzentrationen der 6 nach der Trinkwasserverordnung (TVO) zu bestimmenden polycyclischen aromatischen Kohlenwasserstoffe (ΣPAK) ist im Altsand Nr. 4 mit 9100 µg/kg um den Faktor 100 höher als im Altsand Nr. 1 und etwa 300 mal höher als im Altsand Nr. 2. Bei den Einzel-PAK zeigen sich deutliche Verschiebungen: während die ΣPAK in den Altsanden 1, 2 und 3 im wesentlichen durch die Fluoranthene bestimmt wird, überwiegen im Altsand Nr. 4 die Pyrene und Perylene mit ca. 65 %. Das zu den besonders krebsgefährlichen Stoffen zählende Benzo(a)Pyren tritt nur in dem Altsand Nr. 4 in nennenswerter Konzentration (1300 µg/kg) auf.

Auch bei den Summen der analysierten aliphatischen Kohlenwasserstoffe fallen die Sande 1 und 4 mit 5100 bzw. 8950 µg/kg deutlich

Tabelle III.5/97

Stoffproben Abfallgruppe VI: Gießereialtsande

Substanzanalysen

Parameter		Altsand VI-A	Altsand VI-B	Altsand VI-C	Altsand VI-D
Trockensubstanz	%	93,80	99,89	99,53	97,09
Wassergehalt	%	6,20	0,11	0,47	2,91
Glühverlust	%	3,23	1,93	1,58	4,71
Glührückstand	%	96,77	98,07	98,42	95,29
Fluoranthen	µg/kg	74	26	61	1500
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	5	1	3	600
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	7	1	5	1100
Benzo(a)pyren	µg/kg	5	1	4	1300
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	<1	<1	<1	2200
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	<1	<1	<1	2400
Σ PAK	µg/kg	93	31	75	9100
Heptan	µg/kg	206	160	<100	455
Oktan	µg/kg	160	<100	<100	590
Nonan	µg/kg	170	<100	<100	570
Dekan	µg/kg	1380	<100	<100	3360
Undekan	µg/kg	1560	<100	<100	<100
Dodekan	µg/kg	850	<100	<100	1495
Tridekan	µg/kg	370	<100	<100	1040
Tetradekan	µg/kg	405	<100	<100	1340
Kohlenwasserstoffe (ges.)	µg/kg	45000	<1000	<1000	84500
Phenol	mg/kg	0,86	6,77	6,84	1,51
Chlorid	mg/kg	600	250	250	645
Sulfat	mg/kg	191	188	<100	690
Phosphat	mg/kg	339	107	94	235
Fluorid	mg/kg	58	36	53	53
Sulfid	mg/kg	1,3	0,6	29,1	1,2
Ammonium	mg/kg	33	17	17	18
Cyanid (ges.)	mg/kg	0,09	<0,05	0,10	2,10
Chrom	mg/kg	36	85	235	11
Arsen	mg/kg	4,1	0,45	0,72	1,9
Blei	mg/kg	3,6	5,6	3,3	6,6
Cadmium	mg/kg	<0,5	1,5	1,5	<0,5
Kupfer	mg/kg	42	13	3,2	6,1
Zink	mg/kg	18	15	14	14
Nickel	mg/kg	31	93	12	7,8
Quecksilber	mg/kg	0,12	<0,10	<0,10	<0,10
Zinn	mg/kg	<6,0	<6,0	<6,0	<6,0
Calcium	mg/kg	1930	110	1280	2390
Magnesium	mg/kg	2180	105	1070	2250
Eisen	mg/kg	28990	1900	2580	8000
Mangan	mg/kg	294	48	226	46

n.a. = nicht auswertbar

aus dem Rahmen. Die Summenkonzentration (ΣKW) betrug 45000 µg/kg in dem Sand Nr. 1 und 84500 µg/kg in dem Sand Nr. 4. Die KW-Konzentrationen der beiden Sande 2 und 3 lagen demgegenüber unter den analysenbedingten Nachweisgrenzen von 100 µg/kg bei Einzelwerten bzw. 1000 µg/kg in der Summe der Kohlenwasserstoffe.

Andererseits zeigen die Proben Nr. 2 und 3 etwa 6 mal höhere Phenol-Konzentrationen als die Sande Nr. 1 und 4.

Im Bereich der anorganischen Inhaltsstoffe sind ebenfalls für einige wichtige Stoffe unterschiedliche Konzentrationen gefunden worden, doch sind die Schwankungen hier nicht so groß wie bei den PAK und KW.

So streuen z.B. die Konzentrationen von Blei zwischen 3,3 und 6,6; von Zink zwischen 14 und 18; von Cadmium zwischen <0,5 und 1,5 und für Quecksilber zwischen <0,1 und 0,12 mg/kg. Größere Unterschiede wurden bei den Werten für Chrom (11 bis 235 mg/kg), Kupfer (3,2 bis 42 mg/kg) und Nickel (7,8 bis 93 mg/kg) sowie auch für Eisen (1900 bis 29000 mg/kg) und Mangan (46 bis 294 mg/kg) gefunden.

Die Ergebnisse der Substanzanalysen bestätigen die Erwartung, daß sich Formsande in ihren Inhaltsstoffen beträchtlich unterscheiden können.

III.5.6.3 Lösungswasser-Analysen

Für die Elutionsversuche mit den Stoffproben der Abfallgruppe VI wurde das am 11.07.89 auf der Schachtanlage Consolidation, Schacht 4, 11. Sohle (1210 m) entnommene Lösungswasser II verwendet. Die zum Zeitpunkt der Untersuchungen vorhandene aktuelle stoffliche Zusammensetzung dieses Chlorid-Wassers (Lösungswasser IIa) zeigt Tabelle III.5/98. In das Analysenprogramm wurden auch die wichtigsten organischen Inhaltsstoffe aufgenommen.

Tabelle III.5/98

Lösungswasser IIa

Chlorid-Grubenwasser Zeche Consolidation

Schacht 4, 11. Sohle, ca. 1210 m

Farbe		schwach gelblich
Geruch		dumpfig
Abdampfrückstand	mg/l	254800
Glührückstand	mg/l	116710
El. Leitfähigkeit	mS/cm	205
pH-Wert		5,23
CSB	mg/l	28
Fluoranthen	µg/l	<1
Benzo(k)fluoranthen	µg/l	<1
Benzo(b)fluoranthen	µg/l	<1
Benzo(a)pyren	µg/l	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/l	<1
Benzo(g,h,i)perylen	µg/l	<1
Phenole	mg/l	<0,01
Σ Kohlenwasserstoffe	mg/l	<0,1
Stoffe in mg/l:		
Chlorid		150000
Sulfat		<5
Phosphat		0,20
Ammonium		75,0
Fluorid		0,08
Sulfid		0,07
Cyanid (ges.)		<0,01
Calcium		10000
Magnesium		1340
Eisen		64,5
Mangan		7,0
Kupfer		0,07
Zink		7,36
Nickel		<0,05
Quecksilber		<0,0002
Cadmium		0,012
Blei		0,21
Arsen		<0,001
Zinn		<0,1

III.5.6.4 Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben

Die Gießereialtsande Nr. 1 bis 4 wurden mit der Schüttelmethode auf ihr Auslaugungsverhalten untersucht (S4-Versuche). Die Elution erfolge mit entmineralisiertem Wasser ("Wasser") und mit chloridhaltigem Grubenwasser ("Cl-Wasser").

Die Ergebnisse der S4-Versuche sind in den Tabellen III.5/99 bis III.5/102 für die einzelnen Sande und in den Tabellen III.5/103 und III.5/104 im Überblick zusammengestellt. Die Werte für die Leitfähigkeit, den pH-Wert sowie für die Konzentrationen für Pb, Cd, Zn und ΣPAK sind in den Abbildungen III.5/64 bis III.5/69 im Anhang aufgetragen.

Die Belastung der Eluate mit Metallen ist durchweg relativ gering. Die Blei-, Cadmium- und Zink-Konzentrationen liegen durchweg deutlich (bei Zink um 2 Zehnerpotenzen) unter den Richtwerten für die Deponieklasse 2.

Der Phenolgehalt ist in den Eluaten der Sande 2 und 3 wesentlich höher als bei den Sanden 1 und 4. Die aliphatischen Kohlenwasserstoffe sind dagegen durchweg ohne besondere Bedeutung.

Die polyzyklischen Aromaten werden nur durch Wasser in hohem Maße ausgelaugt. Die Eluat-Konzentrationen mit Cl-Wasser bleiben zwei Zehnerpotenzen unter den Richtwerten Klasse 2.

Eine Vergleichsrechnung in den Rechenblättern RIII/27 bis RIII/30 (Anhang) führt zu folgenden Feststellungen:

- Die Cl-Wasser-Eluat-Konzentrationen von Fluorid, Arsen, Eisen, Mangan, Kupfer und Zink sowie ΣPAK liegen bei allen untersuchten Sanden deutlich unter den entsprechenden Konzentrationen der mit Wasser eluierten Proben.

- Die Blei-Konzentrationen in den Cl-Wasser-Eluaten liegen durchweg höher als die Konzentrationen bei Elution mit Wasser. Die Verhältniswerte (Faktoren) sind jedoch mit 2,2 bis 4,4 nicht sehr hoch.

- In den Sandproben 1 bis 3 sind auch die Cd-Konzentrationen in den Cl-Wasser-Eluaten um den Faktor 1,06 bis 3,6 höher als in den Wasser-Eluaten.

- Eisen, Mangan, Kupfer und Zink sind bei allen Sanden im Cl-Wasser-Eluat deutlich niedriger als im Cl-Wasser selbst.

- Mit Ausnahme von Sand Nr. 2 (Faktor: 1,048) sind auch die Blei-Konzentrationen im Cl-Wasser-Eluat niedriger als der Pb-Gehalt des Grubenwassers.

- Die Cadmium-Konzentrationen sind im Cl-Wasser-Eluat stets geringfügig (Faktor: 1,4 bis 1,5) höher als im Grubenwasser.

- Mit Ausnahme von Ammonium, das im Chlorid-Grubenwasser mit 75 mg/l stark vertreten ist, liegen sämtliche Stoffkonzentrationen im Cl-Wasser-Eluat unter dem Richtwert der Deponieklasse 2. Dies trifft auch für die ΣPAK und die Kohlenwasserstoffe zu. Lediglich beim Phenolgehalt fällt der Sand Nr. 3 mit einem Faktor von 9,5 deutlich aus dem Rahmen.

Tabelle III.5/99
Stoffprobe VI-A: Gießereialtsand Nr. 1
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Cl-Wasser und Richtwerte Dep.-Kl. 2

Parameter	Analysen im Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe	br.-gr.	farblos	gelbl.	
Geruch	dumpfig	ohne	dumpfig	
pH-Wert	9,45	6,16	5,23	5,5 - 12
LF mS/cm	0,235	206,0	205,0	< 300,0
CSB mg/l	<15	30	28	< 50
Stoffe mg/l:				
Abdampf.-R.	184	254939	254800	
Glührückstand	133	116787	116710	
Chlorid	15	149900	150000	
Sulfat	<5	<5	<5	
Fluorid	0,84	0,07	0,07	5,0
Ammonium	0,37	74,0	75,0	4,1
Phosphat	0,70	0,30	0,20	3,3
Sulfid	0,05	0,07	0,07	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,5
Calcium	2,8	10800	10800	
Magnesium	0,7	1460	1340	
Arsen	0,006	<0,001	<0,001	1,0
Blei	<0,05	0,05	0,21	0,5
Cadmium	<0,005	0,017	0,012	0,05
Chrom ges.	<0,01	<0,01	<0,01	1,0
Eisen	5,9	0,5	64,5	2,0
Mangan	6,0	0,1	7,0	1,0
Kupfer	0,29	<0,01	0,07	1,0
Zink	1,83	<0,01	7,36	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	0,0003	<0,0002	<0,0002	0,005
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	0,5
Phenole	<0,010	<0,010	<0,010	0,10
Kohlenwasserst.	0,7	0,3	<0,1	1,0
Polycyclische Aromaten in ng/l:				
Fluoranthen	120	17	<1	
Benzo(k)fl.	8	<1	<1	
Benzo(b)fl.	15	<1	<1	
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	
Indeno()pyren	<1	<1	<1	
Benzo()peryl.	<1	<1	<1	
Σ PAK	146	22	6	3000

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/100
Stoffprobe VI-B: Gießereialtsand Nr. 2
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Cl-Wasser und Richtwerte Dep.-Kl. 2

Parameter	Analysen im Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe	br.-gr.	hell-gr.	gelbl.	
Geruch	dumpfig	dumpfig	dumpfig	
pH-Wert	4,78	5,56	5,23	5,5 - 12
LF mS/cm	0,080	207,0	205,0	< 300,0
CSB mg/l	105	120	28	< 50
Stoffe mg/l:				
Abdampf.-R.	64	254893	254800	
Glührückstand	51	116730	116710	
Chlorid	10	149900	150000	
Sulfat	10	<5	<5	
Fluorid	1,3	0,25	0,07	5,0
Ammonium	0,18	70,5	75,0	4,1
Phosphat	0,40	0,22	0,20	3,3
Sulfid	<0,05	<0,03	0,07	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,5
Calcium	2,4	10800	10800	
Magnesium	0,6	1340	1340	
Arsen	<0,001	<0,001	<0,001	1,0
Blei	<0,05	0,22	0,21	0,5
Cadmium	<0,005	0,018	0,012	0,05
Chrom ges.	<0,01	<0,01	<0,01	1,0
Eisen	55,3	6,2	64,5	2,0
Mangan	4,1	1,1	7,0	1,0
Kupfer	0,15	<0,01	0,07	1,0
Zink	0,74	<0,01	7,36	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	<0,0002	<0,0002	<0,0002	0,005
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	0,5
Phenole	0,24	0,12	<0,010	0,10
Kohlenwasserst.	0,1	0,2	<0,1	1,0
Polycyclische Aromaten in ng/l:				
Fluoranthen	11	8	<1	
Benzo(k)fl.	<1	<1	<1	
Benzo(b)fl.	<1	<1	<1	
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	
Indeno()pyren	<1	<1	<1	
Benzo()peryl.	<1	<1	<1	
Σ PAK	16	13	6	3000

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/101
Stoffprobe VI-C Gießereialtsand Nr. 3
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Cl-Wasser und Richtwerte Dep.-Kl. 2

Parameter	Analysen im Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe	gbl.-br.	gelbl.	gelbl.	
Geruch	Phenol	Phenol	dumpfig	
pH-Wert	9,20	6,10	5,23	5,5 - 12
LF mS/cm	0,275	207,0	205,0	< 300,0
CSB mg/l	490	230	28	< 50
Stoffe mg/l:				
Abdampf.-R.	215	254979	254800	
Glührückstand	155	116804	116710	
Chlorid	14	149900	150000	
Sulfat	<5	<5	<5	
Fluorid	0,53	0,15	0,07	5,0
Ammonium	0,64	71,5	75,0	4,1
Phosphat	1,70	0,24	0,20	3,3
Sulfid	0,10	0,10	0,07	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,5
Calcium	3,0	10800	10800	
Magnesium	0,4	1480	1340	
Arsen	0,010	<0,001	<0,001	1,0
Blei	<0,05	0,14	0,21	0,5
Cadmium	0,017	0,018	0,012	0,05
Chrom ges.	<0,01	<0,01	<0,01	1,0
Eisen	22,8	0,2	64,5	2,0
Mangan	7,3	<0,01	7,0	1,0
Kupfer	0,03	<0,01	0,07	1,0
Zink	1,49	<0,01	7,36	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	0,0008	<0,0002	<0,0002	0,005
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	0,5
Phenole	0,78	0,95	<0,010	0,10
Kohlenwasserst.	1,1	0,2	<0,1	1,0
Polycyclische Aromaten in ng/l:				
Fluoranthen	280	8	<1	
Benzo(k)fl.	3	<1	<1	
Benzo(b)fl.	8	<1	<1	
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	
Indeno()pyren	<1	<1	<1	
Benzo()peryl.	<1	<1	<1	
Σ PAK	294	13	6	3000

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/102
Stoffprobe VI-D: Gießereialtsand Nr.4
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser und Cl-Wasser
Vergleichswerte: Inhaltstoffe Cl-Wasser und Richtwerte Dep.-Kl. 2

Parameter	Analysen im Eluat mit Wasser	Cl-Wasser	Analyse Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe	br.-grau	hellgr.	gelbl.	
Geruch	dumpfig	dumpfig	dumpfig	
pH-Wert	9,78	6,20	5,23	5,5 - 12
LF mS/cm	0,275	207,0	205,0	< 300,0
CSB mg/l	17	33	28	< 50
Stoffe mg/l:				
Abdampf.-R.	324	255014	254800	
Glührückstand	242	116919	116710	
Chlorid	16	150000	150000	
Sulfat	26	<5	<5	
Fluorid	0,37	0,10	0,07	5,0
Ammonium	1,3	71,0	75,0	4,1
Phosphat	0,80	0,14	0,20	3,3
Sulfid	0,08	<0,03	0,07	<0,03
Cyanid ges.	0,14	0,02	<0,01	0,5
Calcium	1,2	10800	10800	
Magnesium	0,7	1420	1340	
Arsen	0,010	<0,001	<0,001	1,0
Blei	<0,05	0,11	0,21	0,5
Cadmium	0,018	0,017	0,012	0,05
Chrom ges.	<0,01	<0,01	<0,01	1,0
Eisen	6,1	0,4	64,5	2,0
Mangan	3,7	<0,01	7,0	1,0
Kupfer	0,02	<0,01	0,07	1,0
Zink	1,11	<0,01	7,36	5,0
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	0,5
Quecksilber	0,0005	<0,0002	<0,0002	0,005
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	0,5
Phenole	0,01	0,03	<0,010	0,10
Kohlenwasserst.	0,2	0,2	<0,1	1,0
Polycyclische Aromaten in ng/l:				
Fluoranthen	860	70	<1	
Benzo(k)fl.	160	<1	<1	
Benzo(b)fl.	320	<1	<1	
Benzo(a)pyren	300	<1	<1	
Indeno()pyren	310	<1	<1	
Benzo()peryl.	420	<1	<1	
Σ PAK	2370	75	6	3000

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/103
Stoffproben VI: Gießereialtsande
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Wasser
Vergleich der Eluatwerte in den verschiedenen Gießereialtsanden

Parameter	Altsand VI-A	Altsand VI-B	Altsand VI-C	Altsand VI-D
Farbe	br.-grau	br.-grau	glb.-br.	br.-grau
Geruch	dumpfig	dumpfig	Phenol	dumpfig
pH-Wert	9,45	4,78	9,20	9,78
LF mS/ cm	0,235	0,080	0,275	0,370
CSB mg/l	<15	105	409	17
Stoffe mg/l:				
Abdampf.-R.	184	64	215	324
Glührückstand	133	51	155	242
Chlorid	15	10	14	16
Sulfat	<5	10	<5	26
Fluorid	0,84	1,30	0,53	0,37
Ammonium	0,37	0,18	0,64	1,3
Phosphat	0,70	0,40	1,70	0,80
Sulfid	0,05	<0,05	0,10	0,08
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,14
Calcium	2,8	2,4	3,0	1,2
Magnesium	0,7	0,6	0,4	0,7
Arsen	0,006	<0,001	0,010	0,010
Blei	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Cadmium	<0,005	<0,005	0,017	0,018
Chrom ges.	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Eisen	5,9	55,3	22,8	6,1
Mangan	6,0	4,1	7,3	3,7
Kupfer	0,29	0,15	0,03	0,02
Zink	1,83	0,74	1,49	1,11
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Quecksilber	0,0003	<0,0002	<0,0008	0,0005
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Phenole	<0,010	0,24	0,78	0,010
Kohlenwasserst.	0,7	0,1	1,1	0,2 0
Polycyclische Aromaten in ng/l:				
Fluoranthen	120	11	280	860
Benzo(k)fl.	8	<1	3	160
Benzo(b)fl.	15	<1	8	320
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	300
Indeno()pyren	<1	<1	<1	310
Benzo()peryl.	<1	<1	<1	420
Σ PAK	146	16	294	2370

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/104
Stoffproben VI: Gießereialtsande
Auslaugung im Schütteltest S4 (1+10) mit Chlorid-Wasser
Vergleich der Eluatwerte in den verschiedenen Gießereialtsanden

Parameter	Altsand VI-A	Altsand VI-B	Altsand VI-C	Altsand VI-D
Farbe	farblos	hellgr.	gelblich	hellgr.
Geruch	ohne	dumpfig	Phenol	dumpfig
pH-Wert	6,16	5,56	6,10	6,20
LF mS/ cm	206	207	207	207
CSB mg/l	30	120	230	33
Stoffe mg/l:				
Abdampf.-R.	254939	254893	254979	255014
Glührückst.	116787	116730	116804	116919
Chlorid	149900	149900	149900	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,12	0,26	0,15	0,10
Ammonium	74,0	70,5	71,5	71,0
Phosphat	0,30	0,22	0,24	0,14
Sulfid	0,07	<0,03	0,10	<0,03
Cyanid ges.	<0,01	<0,01	<0,01	0,02
Calcium	10800	10800	10800	10800
Magnesium	1460	1340	1480	1420
Arsen	0,001	<0,001	<0,001	<0,001
Blei	0,05	0,22	0,14	0,11
Cadmium	0,017	0,018	0,018	0,017
Chrom ges.	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Eisen	0,5	6,2	0,2	0,4
Mangan	0,1	1,1	<0,01	<0,01
Kupfer	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Zink	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01
Nickel	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
Quecksilber	<0,0002	<0,0002	<0,0002	<0,0002
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Phenole	<0,010	0,12	0,95	0,030
Kohlenwasserst.	0,3	0,2	0,2	0,2
Polycyclische Aromaten in ng/l:				
Fluoranthen	17	8	8	70
Benzo(k)fl.	<1	<1	<1	<1
Benzo(b)fl.	<1	<1	<1	<1
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	<1
Indeno()pyren	<1	<1	<1	<1
Benzo()peryl.	<1	<1	<1	<1
Σ PAK	22	13	13	75

n.a. = nicht auswertbar

III.5.6.5 Säulen-Versuche an vorbehandelten Proben

Mit den Altsanden der Abfallgruppe VI wurden Druckelutionen durchgeführt. Dazu wurden die Proben mit Leitungswasser vermischt und unter Zusatz von 5 bzw. 10 % Portlandzement 28 Tage lang verfestigt. Der Versuch, die Sande auch ohne Zementzugabe nur mit Wasser zu verfestigen, scheiterte, die Proben ließen sich nicht zu Proktor-Körpern verdichten.

In der Tabelle III.5/105 sind die Randbedinungen der Auslaugungsversuche zusammengestellt. Die Ergebnisse der Druckelutionen sind in den Tabellen III.5/106 bis III.5/113 dokumentiert und in den Abbildungen III.5/70 bis III.5/81 (Anhang) grafisch aufgetragen.

Die **Blei**-Konzentrationen in den Eluaten der Druckversuche liegen bei allen Proben unter bzw. maximal 10 % über der Blei-Konzentration des Chlorid-Grubenwassers.

Aus allen Sandproben wird **Cadmium** in Konzentrationen über den Vergleichswerten des Grubenwassers ausgelaugt. Die Werte liegen nach Versuchsende in der Nähe des Richtwertes der Deponieklasse 2, vorher mehr oder weniger darüber.

Der durch die hohe Stoffkonzentration im Chlorid-Grubenwasser beeinflußte **Zink**-Gehalt der Eluate schwankt in relativ weiten Grenzen, bleibt jedoch unterhalb der Zink-Konzentration im Grubenwasser von 7,36 mg/l.

Bei der mit 10 % Zement angereicherten Sandprobe 4 (VI-D V10) lagen während des Druckversuchs mit 10 l Durchfluß alle Pb-, Cd- und Zn-Konzentrationen im Eluat unter der jeweiligen Nachweisgrenze. In allen anderen Fällen sind keine Verbesserungen, eher sogar Verschlechterungen der Elutionswerte durch die Zugabe von 5 bzw. 10 % Zement zu den Sandproben festzustellen.

Tabelle III.5/105

Stoffgruppe VI: Gießereialtsande
Auslaugungsversuche an vorbehandelten Proben - Randbedingunen

Parameter		Altsand 1		Altsand 2	
		VI-A V5	VI-A V10	VI-B V5	VI-B V10
Eingesetzte Materialmenge	g	1500	1500	1500	1500
Wasserzugabe	ml	300	300	400	400
Zementanteil	%	5	10	5	10
Einbauform		Zylinder	Zylinder	Zylinder	Zylinder
Höhe	cm	10	10	10	10
Durchmesser	cm	10	10	10	10
Volumen	cm^3	785	785	785	785
Material zur Aushärtung	g	1413	1453	1497	1572
Material nach Aushärtung	g	1317	1367	1359	1410
Volumen nach Aushärtung	cm^3	707	707	707	707
Elutionsdruck	bar	1	1	1	1
Gesamtlaufzeit	min	235	15930	30	448
Gesamtdurchflußmenge	ml	10000	10000	10000	10000
Gewicht des Körpers n.d. Versuch	g	1301	1322	1347	1400

Parameter		Altsand 3		Altsand 4	
		VI-C V5	VI-C V10	VI-D V5	VI-D V10
Eingesetzte Materialmenge	g	1500	1500	1500	1500
Wasserzugabe	ml	400	400	700	700
Zementanteil	%	5	10	5	10
Einbauform		Zylinder	Zylinder	Zylinder	Zylinder
Höhe	cm	10	10	10	10
Durchmesser	cm	10	10	10	10
Volumen	cm^3	785	785	785	785
Material zur Aushärtung	g	1409	1423	1323	1384
Material nach Aushärtung	g	1206	1280	1203	1336
Volumen nach Aushärtung	cm^3	707	707	707	707
Elutionsdruck	bar	1	1	1	1
Gesamtlaufzeit	min	1777	1260	33030	29135
Gesamtdurchflußmenge	ml	10000	10000	10000	10000
Gewicht des Körpers n.d. Versuch	g	1455	1468	1247	1350

Tabelle III.5/106

Stoffprobe VI-A: Gießereialtsand Nr. 1
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulenteste mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 5 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,42	1,17	3,92	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-6}	7,64	8,49	8,10	
Farbe	glb.-br.	glb.-br.	glb.-br.	schw. glb.
Geruch	dumpfig	dumpfig	dumpfig	dumpfig
pH-Wert	6,20	5,88	5,86	5,57
El. Leitf. µS/cm	202800	203800	205400	>200000
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	140000	145000	147000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,18	0,16	0,15	0,08
Blei	0,10	0,18	0,20	0,20
Cadmium	0,013	0,015	0,015	0,013
Zink	3,17	3,39	3,54	7,35
Kupfer	0,51	0,49	0,39	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	75,1	75,0	75,0	75,0
Abdampfrückstand	255015	254975	257015	254800
Glührückstand	119100	118600	117665	116710
Phenol	0,02	0,06	0,08	<0,01
Kohlenwasserstoffe	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
PAK ng/l:				
Fluoranthen	54	42	<1	<1
Benzo(k)fluoranthen	<1	<1	<1	<1
Benzo(b)fluoranthen	<1	<1	<1	<1
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	<1	<1	<1	<1
Benzo(g,h,i)perylen	<1	<1	<1	<1
Σ PAK	59	47	6	6

Tabelle III.5/107

Stoffprobe VI-A: Gießereialtsand Nr. 1
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulenteste mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 10 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,50	70,00	265,50	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-7}	63,70	0,92	1,13	
Farbe	glb.-br.	glb.-br.	gelblich	schw. glb.
Geruch	Ammoniak	(Ammoniak)	dumpfig	dumpfig
pH-Wert	9,67	9,30	6,45	5,57
El. Leitf. µS/cm	192400	206700	207000	>200000
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	118000	144000	145000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,31	0,12	0,10	0,08
Blei	0,19	0,19	0,22	0,20
Cadmium	0,098	0,026	0,006	0,013
Zink	1,21	3,12	5,65	7,35
Kupfer	0,21	0,10	0,09	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	74,7	74,8	76,7	75,0
Abdampfrückstand	237675	251535	254295	254800
Glührückstand	108675	118260	118055	116710
Phenol	0,01	0,06	0,08	<0,01
Kohlenwasserstoffe	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
PAK in ng/l:				
Fluoranthen	80	33	24	<1
Benzo(k)fluoranthen	16	11	18	<1
Benzo(b)fluoranthen	16	21	26	<1
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	<1	<1	<1	<1
Benzo(g,h,i)perylen	<1	<1	<1	<1
Σ PAK	115	68	71	6

Tabelle III.5/108

Stoffprobe VI-B: Gießereialtsand Nr. 2
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulenteste mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 5 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,07	0,17	0,50	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-5}	4,77	6,37	6,68	
Farbe	milchgrau	hellgrau	schw. glb.	schw. glb.
Geruch	Ammoniak	(Ammoniak)	(Ammoniak)	dumpfig
pH-Wert	10,38	9,47	9,11	5,57
El. Leitf. µS/cm	182700	205100	205800	>200000
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	116000	146000	145000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,80	0,90	0,10	0,08
Blei	0,09	<0,05	<0,05	0,20
Cadmium	0,036	0,042	0,084	0,013
Zink	0,78	0,23	0,45	7,35
Kupfer	0,03	0,03	0,01	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	73,1	73,1	75,8	75,0
Abdampfrückstand	239270	249700	255440	254800
Glührückstand	105630	118420	118615	116710
Phenol	5,20	0,19	0,01	<0,01
Kohlenwasserstoffe	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
PAK in ng/l:				
Fluoranthen	55	27	24	<1
Benzo(k)fluoranthen	13	16	13	<1
Benzo(b)fluoranthen	34	22	10	<1
Benzo(a)pyren	24	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	<1	<1	<1	<1
Benzo(g,h,i)perylen	<1	<1	<1	<1
Σ PAK	128	68	50	6

Tabelle III.5/109

Stoffprobe VI-B: Gießereialtsand Nr. 2
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulenteste mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 10 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	0,55	1,22	7,47	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-6}	5,79	9,35	3,57	
Farbe	glb.-grau	glb.-grau	glb.-grau.	schw. glb.
Geruch	Ammoniak	Ammoniak	Ammoniak	dumpfig
pH-Wert	10,39	9,96	9,71	5,57
El. Leitf. µS/cm	193100	203300	203800	>200000
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	125000	144000	145000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,11	0,07	0,07	0,08
Blei	0,09	0,11	0,07	0,20
Cadmium	0,085	0,029	0,041	0,013
Zink	0,61	1,79	3,13	7,35
Kupfer	0,15	0,35	0,45	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	69,2	76,7	73,1	75,0
Abdampfrückstand	238770	241225	250460	254800
Glührückstand	106780	114495	117940	116710
Phenol	4,00	0,17	<0,01	<0,01
Kohlenwasserstoffe	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
PAK in ng/l:				
Fluoranthen	53	28	10	<1
Benzo(k)fluoranthen	19	<1	<1	<1
Benzo(b)fluoranthen	19	<1	<1	<1
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	<1	<1	<1	<1
Benzo(g,h,i)perylen	<1	<1	<1	<1
Σ PAK	94	33	15	6

Tabelle III.5/110

Stoffprobe VI-C: Gießereialtsand Nr. 3
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulenteste mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 5 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	2,03	7,87	29,62	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-6}	1,57	1,09	1,02	
Farbe	glb.-br.	glb.-br.	gelblich .	schw. glb.
Geruch	Ammoniak	Ammoniak	(Ammoniak)	dumpfig
pH-Wert	10,06	9,68	8,76	5,57
El. Leitf. µS/cm	191000	205700	205800	>200000
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	116000	143600	143000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,07	0,05	0,05	0,08
Blei	0,11	<0,05	<0,05	0,20
Cadmium	0,143	0,185	0,051	0,013
Zink	0,20	0,59	1,39	7,35
Kupfer	0,32	0,27	0,45	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	74,9	75,5	75,5	75,0
Abdampfrückstand	237515	255250	255700	254800
Glührückstand	108640	118390	118395	116710
Phenol	4,40	0,92	0,04	<0,01
Kohlenwasserstoffe	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
PAK in ng/l:				
Fluoranthen	120	66	23	<1
Benzo(k)fluoranthen	23	8	8	<1
Benzo(b)fluoranthen	n.a.	11	4	<1
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	<1	<1	<1	<1
Benzo(g,h,i)perylen	<1	<1	<1	<1
Σ PAK	146	88	38	6

n.a. = nicht auswertbar

Tabelle III.5/111

Stoffprobe VI-C: Gießereialtsand Nr. 3
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulenteste mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 10 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	1,17	3,25	21,00	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-6}	2,73	3,06	1,26	
Farbe	schw. glb.	schw. glb.	schw. glb	schw. glb.
Geruch	dumpfig	dumpfig	dumpfig	dumpfig
pH-Wert	9,17	8,98	8,00	5,57
El. Leitf. µS/cm	197200	205800	207000	>200000
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	118000	146000	146000	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,64	0,28	0,25	0,08
Blei	<0,05	0,12	0,23	0,20
Cadmium	0,311	0,059	0,024	0,013
Zink	0,35	0,70	3,75	7,35
Kupfer	0,25	0,35	0,60	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	73,2	74,7	75,1	75,0
Abdampfrückstand	237340	255270	255370	254800
Glührückstand	109415	117680	118770	116710
Phenol	4,71	0,22	0,21	<0,01
Kohlenwasserstoffe	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
PAK in ng/l:				
Fluoranthen	210	82	27	<1
Benzo(k)fluoranthen	<1	<1	<1	<1
Benzo(b)fluoranthen	<1	<1	<1	<1
Benzo(a)pyren	<1	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	<1	<1	<1	<1
Benzo(g,h,i)perylen	<1	<1	<1	<1
Σ PAK	215	87	32	6

Tabelle III.5/112

Stoffprobe VI-D: Gießereialtsand Nr. 4
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 5 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	3	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	120,00	240,00	550,50	
Liter	1	3	10	
k_f-Wert 10^{-8}	2,65	5,31	7,18	
Farbe	schw. glb.	farblos	farblos	schw. glb.
Geruch	Phenol	Phenol	ohne	dumpfig
pH-Wert	7,77	7,15	7,02	5,57
El. Leitf. µS/cm	196400	205200	205500	>200000
Stoffe in mg/l:				
Chlorid	137000	145000	145500	150000
Sulfat	<5	<5	<5	<5
Fluorid	0,25	0,16	0,79	0,08
Blei	<0,05	<0,05	0,07	0,20
Cadmium	0,061	0,092	0,034	0,013
Zink	0,14	0,53	1,40	7,35
Kupfer	<0,05	0,05	0,25	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	79,2	75,1	75,2	75,0
Abdampfrückstand	231775	246495	256185	254800
Glührückstand	107220	117700	118370	116710
Phenol	1,20	0,26	0,10	<0,01
Kohlenwasserstoffe	0,8	0,8	1,5	<0,1
PAK in ng/l:				
Fluoranthen	420	80	30	<1
Benzo(k)fluoranthen	50	7	3	<1
Benzo(b)fluoranthen	70	6	<1	<1
Benzo(a)pyren	70	<1	<1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	80	6	5	<1
Benzo(g,h,i)perylen	120	<1	<1	<1
Σ PAK	810	101	41	6

Tabelle III.5/113

Stoffprobe VI-D: Gießereialtsand Nr. 4
Vorbehandlung durch Verfestigung mit Wasser
Auslaugung im Drucksäulentest mit Chlorid-Wasser

Zementzuschlag: 10 %

Parameter	Analysenwerte im Eluat 1	2	Anal.-Wert im Cl-Wasser
Stunden	147,09	338,50	
Liter	1	2,15	
k_f-Wert 10^{-8}	2,16	2,02	
Farbe	farblos	gelblich	schw. glb.
Geruch	dumfig	dumpfig	dumpfig
pH-Wert	8,01	9,51	5,57
El. Leitf. µS/cm	179000	210000	>200000
Stoffe in mg/l:			
Chlorid	130000	145000	150000
Sulfat	<5	<5	<5
Fluorid	0,43	0,10	0,08
Blei	<0,05	<0,05	0,20
Cadmium	<0,005	<0,005	0,013
Zink	<0,05	<0,05	7,35
Kupfer	0,25	0,14	0,07
Zinn	<0,1	<0,1	<0,1
Ammonium	71,5	74,7	75,0
Abdampfrückstand	232200	237100	254800
Glührückstand	107900	108250	116710
Phenol	9,2	2,00	<0,01
Kohlenwasserstoffe	0,902	0,200	<0,1
PAK in ng/l:			
Fluoranthen	430	25	<1
Benzo(k)fluoranthen	n.a.	2	<1
Benzo(b)fluoranthen	n.a.	4	<1
Benzo(a)pyren	n.a.	1	<1
Indeno(1,2,3-cd)pyren	n.a.	<1	<1
Benzo(g,h,i)perylen	n.a.	6	<1
Σ PAK	n.a.	39	6

n.a. = nicht auswertbar

III.5.6.6 Zusammenfassung Abfallgruppe VI

In den Tabellen III.5/114 und III.5/115 sind die wichtigsten Ergebnisse der Elutionsversuche mit Gießereialtsanden zusammengefaßt.

Bei den S4-Versuchen mit chloridhaltigem Grubenwasser als Eluens lagen die Eluat-Konzentrationen der drei wichtigsten Schwermetalle unter bzw. in unmittelbarer Nähe der Chloridwasser-Konzentrationen und durchweg deutlich unterhalb der Deponie-Richtwerte Klasse 2.

Demgegenüber sind die entsprechenden Ergebnisse der Druckelutionen an zementkonditionierten Proben unterschiedlich zu beurteilen.

Während die Zink-Konzentrationen in den Eluaten durchweg unter der Zink-Konzentration des Grubenwassers blieb, lagen die Stoff-Konzentrationen der übrigen Schwermetalle in den Eluaten teilweise deutlich über den o.g. Chloridwasser-Konzentrationen. Eine eindeutige Relation zwischen den Eluat-Konzentrationen und der Höhe des Zementzusatzes ist nicht erkennbar.

Die Altsande 1 bis 3 sind mit k_f-Werten im Bereich zwischen 10^{-5} und 10^{-7} relativ stark durchlässig. Lediglich der Altsand Nr. 4 zeigte mit k_f-Werten von 2 bis $7 \cdot 10^{-8}$ eine geringere Durchlässigkeit. Der mit 10 % Zement angesetzte Altsand 4 erfüllt als einziger die Voraussetzungen für eine immissionsneutrale Ablagerung.

Tabelle III.5/114
Abfallgruppe VI
Untersuchungsergebnisse der S4-Versuche mit unbehandelten Proben

Parameter		Sand Nr.1 VI-A	Sand Nr. 2 VI-B	Sand Nr. 3 VI-C	Sand Nr. 4 VI-D	Chlorid-Wasser	Richtw. D.Kl.2
Blei	mg/l	0,05	0,22	0,14	0,11	0,21	0,5
Cadmium	mg/l	0,017	0,018	0,018	0,017	0,012	0,05
Zink	mg/l	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	7,36	5,0
Σ PAK	ng/l	22	13	13	75	6	3000

Tabelle III.5/115

Abfallgruppe VI

Untersuchungsergebnisse der Druckelutionen mit vorbehandelten Proben

Parameter		Sand Nr. 1 VI-A V5	Sand Nr. 1 VI-A V10	Sand Nr. 2 VI-B V5	Sand Nr. 2 VI-B V10	Sand Nr. 3 VI-C V5	Sand Nr. 3 VI-C V10	Sand Nr. 4 VI-D V5	Sand Nr. 4 VI-D V10
Stoffe	(1)								
Blei	mg/l (1)	0,10	0,19	0,09	0,09	0,11	<0,05	<0,05	<0,05
	mg/l (3)	0,18	0,19	<0,05	0,11	<0,05	0,12	<0,05	<0,05
	mg/l(10)	0,20	0,22	<0,05	0,07	<0,05	0,23	0,07	
Cadmium	mg/l (1)	0,013	0,098	0,036	0,085	0,143	0,311	0,061	<0,005
	mg/l (3)	0,015	0,026	0,042	0,029	0,185	0,059	0,092	<0,005
	mg/l(10)	0,015	0,006	0,084	0,041	0,051	0,024	0,034	
Zink	mg/l (1)	3,17	1,21	0,78	0,61	0,20	0,35	0,14	<0,05
	mg/l (3)	3,39	3,12	0,23	1,79	0,59	0,70	0,53	<0,05
	mg/l(10)	3,54	5,65	0,45	3,13	1,39	3,75	1,40	
Σ PAK	ng/l (1)	59	115	128	94	146	215	810	n.a.
	ng/l (3)	47	68	68	33	88	87	101	39
	ng/l(10)	6	71	50	15	38	32	41	
k_f-Wert									
10^{-6} m/s	(1)	7,64	6,37	47,7	5,79	1,57	2,73	0,03	0,02
	(3)	8,49	0,09	63,7	9,35	1,09	3,06	0,05	0,02
	(10)	8,10	0,11	66,8	3,57	1,02	1,26	0,07	

III.5.7 Abfallgruppe VII
Strahlmittelrückstände

III.5.7.1 Herkunft und Bezeichnung der Stoffproben

Durch Vermittlung der Ruhrkohle Montalith GmbH wurden von der Firma KRUPP-STEAG Strahlmittel-GmbH vier Rückstandsproben mit der Bezeichnung:

Baustelle	Probe VII-A
Dichthalle	Probe VII-B
Kokerei Zollverein	Probe VII-C
Strahlplatz Püls	Probe VII-D

übergeben. Bei den Stoffproben handelt es sich um Reste aus aktuellen Anwendungen im Bereich Stahlbau/Stahlkonstruktionen. Das von der Firma KRUPP-STEAG vertriebene synthetische mineralische Strahlmittel "ASILIKOS" enthält nach Firmen-Angaben:

Siliziumoxid	48 bis 51 %
Aluminiumoxid	28 bis 34 %
Eisenoxid	8 bis 12 %
Kaliumoxid	3 bis 5 %
Calciumoxid	2 bis 5 %.

Das Strahlmittel selbst enthält nach den gleichen Angaben keine freie Kieselsäure und keine wasserlöslichen Bestandteile, Metalle sind an Kieselsäure oder Tonerde gebunden.

Die Proben wurden in trockenem Zustand in Säcken zur Untersuchung in das Hygiene-Institut Gelsenkirchen gebracht.

III.5.7.2 Substanzanalysen

Tabelle III.5/116 enthält die Ergebnisse der Substanzanalysen der vier Proben. Dabei wurden die Ergebnisse von jeweils zwei Parallel-Analysen zu Mittelwerten zusammengezogen.

Die fast wasserlosen Stoffproben enthalten je nach dem Einsatzbereich der Strahlmittel unterschiedliche Stoff-Verbindungen. So beträgt z.B. der Bleigehalt in der Probe "Baustelle" über 7300 mg/kg, während die Probe "Kokerei Zollverein" durch einen hohen Zinkgehalt von 6800 mg/kg auffällt. Alle vier Stoffproben sind praktisch frei von Cadmium; andere Elemente wie Chrom, Kupfer, Nikkel, Vanadium sind in allen Proben in mittlerer Konzentration enthalten. Bei zwei Proben (VII-A und VII-C) wurden erhöhte Sulfatwerte gemessen.

Der Strahlmittelrückstand "Kokerei Zollverein" muß allein wegen seines hohen Gehaltes an polycyclischen aromatischen Kohlenwasserstoffen als Sonderabfall eingestuft werden. Der Summenwert Σ PAK übersteigt mit ca. 45 mg/kg den Richtwert für die Deponieklasse 3 um mehrere Zehnerpotenzen. Mit ca. 58 g/kg hat dieser Stoff auch den höchsten CSB-Gehalt und mit 2,4 % den höchsten TOS-Gehalt.

III.5.7.3 Lösungswasser-Analysen

Zur Durchführung des S4-Versuche mit den Stoffproben der Abfallgruppe VII wurde das Lösungswasser II verwendet. Die zur Zeit der Versuche aktuell vorliegende Zusammensetzung dieses als Lösungswasser IId bezeichneten Chlorid-Grubenwassers zeigt Tabelle III.5/117.

Tabelle III.5/116
Stoffproben Abfallgruppe VII: Strahlmittelrückstände
Substanzanalysen

Parameter		Probe VII-A	Probe VII-B	Probe VII-C	Probe VII-D
Trockensubstanz	%	98,50	99,97	98,63	98,28
Wassergehalt	%	1,50	0,03	1,37	1,72
Glühverlust	%	1,10	0,39	2,39	0,06
Glührückstand	%	98,90	99,61	97,61	99,94
CSB	mg/kg	28700	19100	58300	8650
Fluoranthen	µg/kg	55	235	26390	50
Benzo(k)fluoranthen	µg/kg	7	17	3615	2,5
Benzo(b)fluoranthen	µg/kg	1,5	14	2555	5,5
Benzo(a)pyren	µg/kg	9	21,5	4965	4,5
Indeno(1,2,3-cd)pyren	µg/kg	2	20	4505	5,5
Benzo(g,h,i)perylen	µg/kg	1,5	35	3375	7
Σ PAK	µg/kg	76	362,5	45205	75
Sulfat	mg/kg	1236	<100	1070	<100
Fluorid	mg/kg	6,6	4,2	7,9	4,8
Sulfid	mg/kg	0,43	0,53	17,8	7,4
Ammonium	mg/kg	58	36	25	33
Chrom ges.	mg/kg	93	153	91	148
Arsen	mg/kg	7,3	6,8	9,8	7,4
Blei	mg/kg	7318	403	163	125
Cadmium	mg/kg	1,0	1,1	1,7	1,4
Kupfer	mg/kg	69	125	66	130
Zink	mg/kg	443	888	6860	378
Nickel	mg/kg	69	128	65	135,8
Quecksilber	mg/kg	0,40	0,40	0,40	0,40
Zinn	mg/kg	<5	15,9	34,7	<5
Antimon	mg/kg	2,0	6,5	1,8	4,7
Barium	mg/kg	3355	1268	700	940
Bor	mg/kg	100	140	12	128
Kobalt	mg/kg	5,7	28	<0,6	20
Selen	mg/kg	<0,05	0,11	0,12	<0,05
Thallium	mg/kg	<1	<1	<1	<1
Vanadium	mg/kg	153	232	146	258
Strontium	mg/kg	208	198	160	250
Lithium	mg/kg	69	125	75	135

Tabelle III.5/117

Lösungswasser IId

Chlorid-Grubenwasser Zeche Consolidation

Schacht 4, 11. Sohle, ca. 1210 m

Trübung		sehr schwach trübe
Farbe		schwach gelblich
Geruch		schwach dumpfig
Abdampfrückstand	mg/l	254850
Glührückstand	mg/l	116700
TOC	mg/l	<0,2
CSB	mg/l	30
El. Leitfähigkeit	mS/cm	200,5
pH-Wert		5,70
Säurekapazität K_S 8,2	mmol/l	0,0
Säurekapazität K_S 4,3	mmol/l	1,8
Redoxspannung	mV	-1,3
Sauerstoff	mg/l	<0,2
Chlorid	mg/l	150000
Sulfat	mg/l	<5
Ammonium	mg/l	75,3
Fluorid	mg/l	0,01
Bor	mg/l	0,25
Natrium	mg/l	75750
Kalium	mg/l	1680
Calcium	mg/l	10840
Magnesium	mg/l	1360
Lithium	mg/l	195
Strontium	mg/l	488
Barium	mg/l	13,0
Eisen	mg/l	57,0
Mangan	mg/l	8,40
Zink	mg/l	7,29
Cadmium	mg/l	0,015
Blei	mg/l	0,20
Arsen	mg/l	<0,001
Antimon	mg/l	<0,001
Kobalt und Thallium	mg/l	n.a.
Vanadium	mg/l	<0,01
Zinn	mg/l	<0,1

n.a. = nicht auswertbar

III.5.7.4 Schüttel-Versuche an unbehandelten Proben

Die Stoffproben VII-A bis VII-D wurden nach der Schüttelmethode (S4 1+10) auf ihr Auslaugungsverhalten untersucht. Die Ergebnisse sind in den Tabellen III.5/118 bis III.5/121, getrennt nach den Eluaten mit entmineralisiertem Wasser ("Wasser") und mit chloridhaltigem Grubenwasser ("Cl-Wasser") zusammengestellt und mit den jeweiligen Stoff-Konzentrationen im Lösungswasser und mit den Richtwerten für die Deponieklasse 2 verglichen.

In den Abbildungen III.5/82 bis III.5/86 (s. Anhang) sind die Werte für den Salzgehalt, die pH-Werte sowie die Blei-, Cadmium- und Zink-Konzentrationen dargestellt.

Die Vergleichsrechnungen (s. Rechenblätter RIII/31 bis RIII/34 im Anhang) lassen u.a. erkennen:

- Mit Ausnahme der Fluorid-Konzentrationen liegen die Auslaugungswerte in den Cl-Wasser Eluaten generell höher als in den Wasser-Eluaten. In einigen Fällen sind die Werte gleich hoch.

- Während ein Teil dieser Faktoren durch die Stoff-Konzentrationen im Cl-Wasser selbst beeinflußt sind, korrespondieren z.B. die Werte für Blei und Zink entsprechend dem Einsatzzweck der Strahlmittel deutlich mit den Substanz-Konzentrationen der Strahlmittel-Rückstände (s. Tabelle VII-1): der höchste gefundene Bleiwert in der Probe VII-A entspricht dem höchsten Bleigehalt im Cl-Eluat dieser Probe, ebenso entspricht der maximale Zinkwert in der Probe VII-C der höchsten Zink-Konzentration in dem entsprechenden Cl-Eluat.

- Am geringsten belastet ist der Rückstand VII-D (Strahlplatz Püls), doch liegt auch in diesem Fall der Zn-Gehalt mit dem Faktor 2,34 deutlich über dem Richtwert.

Tabelle III.5/118
Stoffprobe VII-A Strahlmittelrückstand Baustelle
Auslaugungen im Schüttelversuch S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter		Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	schw.gbl.	schw.gbl.	
Geruch		dumpfig	dumpfig	dumpfig	
pH-Wert		8,15	6,14	5,70	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/cm	0,064	200,1	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	0,0	0,0	0,0	
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	0,45	0,6	1,8	
Abdampfrückstand	mg/l	51	245880	254850	
Glührückstand	mg/l	42	116700	116700	
TOC	mg/l	2,5	2,0	<0,2	
CSB	mg/l	<15	29	30	<50
Chlorid	mg/l	<10	149800	150000	
Sulfat	mg/l	<5	<5	<5	
Fluorid	mg/l	0,26	0,13	0,01	5,0
Kalium	mg/l	4,1	1675	1680	
Calcium	mg/l	11	10800	10840	
Blei	mg/l	<0,05	35,0	0,20	0,5
Kupfer	mg/l	0,02	0,09	0,07	10,0
Zink	mg/l	0,07	12,9	7,29	5,0
Antimon	mg/l	<0,001	0,001	<0,001	1,0
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/l	<0,05	75,0	75,3	4,1
Bor	mg/l	<0,05	8,30	0,25	10,0
Cadmium	mg/l	<0,005	0,016	0,015	0,05
Barium	mg/l	0,18	12,6	13,0	10,0

Tabelle III.5/119
Stoffprobe VII-B Strahlmittelrückstand Dichthalle
Auslaugungen im Schüttelversuch S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter		Eluat mit		Eluens	Richtwert
		Wasser	Cl-Wasser	Cl-Wasser	Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	schw.gbl.	schw.gbl.	
Geruch		dumpfig	dumpfig	dumpfig	
pH-Wert		8,21	6,05	5,70	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/cm	0,053	200,3	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	<0,05	0,0	0,0	
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	0,30	0,6	1,8	
Abdampfrückstand	mg/l	38	245910	254850	
Glührückstand	mg/l	29	116710	116700	
TOC	mg/l	3,9	2,9	<0,2	
CSB	mg/l	<15	<15	30	<50
Chlorid	mg/l	<10	149900	150000	
Sulfat	mg/l	<5	<5	<5	
Fluorid	mg/l	1,70	0,26	0,01	5,0
Kalium	mg/l	0,7	1670	1680	
Calcium	mg/l	8,7	10800	10840	
Blei	mg/l	<0,05	0,93	0,20	0,5
Kupfer	mg/l	<0,01	0,09	0,07	10,0
Zink	mg/l	0,06	23,1	7,29	5,0
Antimon	mg/l	<0,001	0,002	<0,001	1,0
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/l	0,08	74,7	75,3	4,1
Bor	mg/l	<0,05	7,95	0,25	10,0
Cadmium	mg/l	<0,005	<0,005	0,015	0,05
Barium	mg/l	0,20	11,7	13,0	10,0

Tabelle III.5/120
Stoffprobe VII-C Strahlmittelrückstand Kokerei
Auslaugungen im Schüttelversuch S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter		Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	schw.gbl.	schw.gbl.	
Geruch		dumpfig	dumpfig	dumpfig	
pH-Wert		8,48	6,39	5,70	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/cm	0,150	200,5	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	<0,05	0,0	0,0	
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	0,45	0,85	1,8	
Abdampfrückstand	mg/l	128	245990	254850	
Glührückstand	mg/l	112	116700	116700	
TOC	mg/l	2,0	1,6	<0,2	
CSB	mg/l	<15	22	30	<50
Chlorid	mg/l	19	149900	150000	
Sulfat	mg/l	17	<5	<5	
Fluorid	mg/l	2,10	0,46	0,01	5,0
Kalium	mg/l	3,8	1680	1680	
Calcium	mg/l	24	10820	10840	
Blei	mg/l	<0,05	0,33	0,20	0,5
Kupfer	mg/l	0,02	0,11	0,07	10,0
Zink	mg/l	0,06	74,75	7,29	5,0
Antimon	mg/l	<0,001	<0,001	<0,001	1,0
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/l	3,7	76,8	75,3	4,1
Bor	mg/l	<0,05	8,40	0,25	10,0
Cadmium	mg/l	<0,005	<0,005	0,015	0,05
Barium	mg/l	0,11	11,4	13,0	10,0

Tabelle III.5/121

Stoffprobe VII-D Strahlmittelrückstand Strahlplatz

Auslaugungen im Schüttelversuch S4 mit Wasser und Cl-Wasser

Parameter		Eluat mit Wasser	Eluat mit Cl-Wasser	Eluens Cl-Wasser	Richtwert Dep.Kl. 2
Farbe		farblos	schw.gbl.	schw.gbl.	
Geruch		ohne	dumpfig	dumpfig	
pH-Wert		7,88	5,97	5,70	5,5 - 12
Leitfähigkeit	mS/cm	0, 17	200,1	200,5	<300
Säurek. K_S 8,2	mmol/l	0,0	0,0	0,0	
Säurek. K_S 4,3	mmol/l	0,20	0,55	1,8	
Abdampfrückstand	mg/l	<10	245900	254850	
Glührückstand	mg/l	<10	116700	116700	
TOC	mg/l	1,0	0,4	<0,2	
CSB	mg/l	<15	30	30	<50
Chlorid	mg/l	<10	149900	150000	
Sulfat	mg/l	<5	<5	<5	
Fluorid	mg/l	0,18	0,10	0,01	5,0
Kalium	mg/l	0,4	1670	1680	
Calcium	mg/l	3,2	10800	10840	
Blei	mg/l	<0,05	0,08	0,20	0,5
Kupfer	mg/l	0,01	0,12	0,07	10,0
Zink	mg/l	0,16	11,7	7,29	5,0
Antimon	mg/l	<0,001	<0,001	<0,001	1,0
Zinn	mg/l	<0,1	<0,1	<0,1	5,0
Ammonium	mg/l	<0,07	74,7	75,3	4,1
Bor	mg/l	<0,05	11,2	0,25	10,0
Cadmium	mg/l	<0,005	<0,005	0,015	0,05
Barium	mg/l	0,13	12,2	13,0	10,0

- Der Cadmiumgehalt in den Eluaten der Rückstandsproben ist gering und entspricht ebenfalls dem geringen Cd-Gehalt in den Substanzen. Die Eluat-Konzentrationen liegen meist um eine Zehnerpotenz unter dem Richtwert.

III.5.7.5 Zusammenfassung Abfallgruppe VII

Für die Beurteilung des Elutionsverhaltens der Strahlmittelrückstände der Abfallgruppe VII stehen nur die Ergebnisse der Schüttelversuche nach S4 zur Verfügung.

Die Ergebnisse bestätigen die Vermutung, daß die Eluat-Konzentrationen der einzelnen Stoffe in erster Linie durch die anwendungsspezifischen Belastungen der Strahlmittel infolge der Berührung mit den gestrahlten Oberflächen bestimmt werden.

In diesem Zusammenhang ist zu vermerken, daß der Zinkgehalt in den Cl-Wasser-Eluaten aller vier Stoffproben signifikant über dem an sich sehr hohen Zinkgehalt des Grubenwassers (ca. 7,4 mg/l) lag.

Trotz erheblicher Unterschiede in den Analysenergebnissen müssen alle untersuchten Strahlmittel-Rückstände als nicht immissionsneutral eingestuft werden. Dies dürfte auch für andere, hier nicht untersuchte Rückstände gelten, da diese Abfälle anwendungsbedingt in hohem Maße mit den in den gestrahlten Oberflächen enthaltenen Elementen kontaminiert werden.

III.5.8 Bergbauhygienische Untersuchungen

Im Rahmen der abfalltechnischen Untersuchungen wurde durch das Hygiene-Institut des Ruhrgebietes Gelsenkirchen eine bergbauhygienische Prüfung und Beurteilung gemäß § 38 der Bergverordnung für die Steinkohlenbergwerke im Verwaltungsbezirk des Landesoberbergamtes Dortmund durchgeführt.

Die Untersuchungen erfolgten an einer Probe aus der Abfallgruppe I (Rauchgasreinigungsrückstände aus Hausmüllverbrennungsanlagen). Hierbei war die Überlegung maßgebend, daß die meist feinkörnigen bzw. staubförmigen Rückstände aus MVA infolge ihres weit gespannten Schadstoffspektrums von besonderem hygienischen Interesse sind und insoweit als Modellsubstanzen für die Beurteilung auch anderer Abfallgruppen dienen können. Als Leitsubstanz wurde die Flugasche aus der MVA Oberhausen (Stoffprobe I-A) gewählt.

Die Probe I-A wurde im Institut für Gefahrstoff-Forschung der Bergbau-Berufsgenossenschaft Bochum (IGF) zunächst mittels Röntgendiffraktometrie auf Quarzanteile untersucht. Danach enthielt die Gesamtprobe im Original 20,2 Massenprozent Quarz.

Danach wurde die Filterstaubprobe verblasen und mit einem auf die Feinstaub-Definitions der MAK-Liste eingestellten Meßgerät aufgefangen. Dieser Feinstaub wurde ebenfalls röntgendiffraktometrisch auf lungengängige Quarzanteile analysiert. Hierbei lag der Quarzanteil unterhalb der Nachweisgrenze. Dies bedeutet, daß der Feinstaub der Probe I-A keine lungengängigen Quarzanteile enthält.

Eine Probe des Feinstaubs wurde im Hygiene-Institut Gelsenkirchen auf Schwermetalle analysiert. Die Ergebnisse sind in der Tabelle III.5/122 gemeinsam mit den Werten der Substanzanalyse der Stoffprobe I-A (Tabelle III.5/1) aufgetragen. In der letzten Spalte wurde der Verhältnisfaktor f = Stoffkonzentration im Feinstaub : Stoffkonzentration in der Gesamtparobe I-A berechnet. Es wird deutlich, daß die wichtigsten Schwermetalle im Feinstaub angereichert sind.

Tabelle III.5/122
Schwermetall-Konzentrationen im Feinstaub der Probe I-A
Vergleich mit den Konzentrationen in der Originalprobe

Parameter	Stoffkonzentrationen in mg/kg TS		f
	Feinstaub Probe I-A	Originalprobe I-A	
Nickel	48	224	0,21
Chrom ges.	128	212	0,60
Cadmium	935	228,5	4,09
Quecksilber	0,86	0,6	1,43
Blei	18600	5240	3,55
Arsen	56	25,9	2,16
Antimon	1335	290	4,60
Beryllium	0,19	3,1	0,06
Kobalt	12	22	0,55
Thallium	18	3,9	4,62

Bei der bergbauhygienischen Bewertung der vorliegenden Untersuchungsergebnisse kann zunächst davon ausgegangen werden, daß eine staubförmige Verbringung der Abfall- uns Reststoffe nach untertage nicht erfolgt.

Vor bergbauhygienischen Standpunkt bestehen gegen den Einsatz der Flugasche der MVA Oberhausen keine Bedenken, wenn folgende Bedingungen eingehalten werden:

1. Der MAK-Wert für Ammoniak von 50 ppm darf nicht überschritten werden.

2. Der Abfallstoff ist nur in nassem Zustand bzw. in vorbehandelter Form mit 5 bis 10 % Zementzusatz nach untertage zu verbringen.

3. Bei dem Umgang mit trockenem Material ist Staubentwicklung zu vermeiden.

4. Verstäubte Flugasche (z.B. im Zusammenhang mit Störfällen) darf weder eingeatmet noch auf die Haut gebracht werden.

5. Anhaltender Hautkontakt mit dem einbaufertigen Material ist zu vermeiden.

Es kann davon ausgegangen werden, daß die vorstehenden, aufgrund der Untersuchungen mit dem Filterstaub I-A aufgestellten bergbauhygienischen Bedingungen auch für die übrigen im Rahmen der abfalltechnischen Untersuchungen betrachteten Abfallgruppen gelten. Im Zweifelsfall sind besondere Untersuchungen durchzuführen.

Weitere Anhaltspunkte über die bergbauhygienische Beurteilung von Abfallstoffen können aus den Untersuchungen der Quarzanteile einiger Abfallstoffe des IGF gewonnen werden (Tabelle III.5/123).

Tabelle III.5/123
Quarzgehalt im Original und im Feinstaub
verschiedener Stoffproben aus dem Untersuchungsprogramm

Proben-Bezeichnung		Quarzgehalt in % im Original	Feinstaub
I-A	Filterstaub MVA Oberhausen	20,2	n.n.
I-B	Filterstaub MVA Essen-Karnap	21,7	n.n.
I-C	RRR-Rückstände MVA Düsseldorf	1,6	n.n.
IV-A	Schlammasche KVA Düsseldorf	10,3	2,6
IV-B	Flugasche KVA Bottrop	16,0	4,9
IV-C	Bettasche KVA Bottrop	10,0	4,7
V-M	Rückstände KVA FORD-Köln	<1,0	n.n.
VI-A	Gießereialtsand Nr. 1	76,4	n.a.
VI-B	Gießereialtsand Nr. 2	81,4	6,6
VI-C	Gießereialtsand Nr. 3	88,9	4,5
VI-D	Gießereialtsand Nr. 4	77,6	n.a.

n.n. = nicht nachweisbar

n.a. = nicht auswertbar, da zu geringe Substanzmenge

III.5.9 Zusammenfassende Beurteilung der untersuchten Abfälle

III.5.9.1 Elutionsversuche

Die Ergebnisse der Elutions-Versuche nach der **Schüttel-Methode S4** haben keine Hinweise auf die Möglichkeit einer generellen Erweiterung der Liste der bisher als "geeignet zur Verbringung in Untertagedeponien des Steinkohlenbergbaues" gekennzeichneten Abfallstoffe ergeben. Hierbei ist allerdings anzumerken, daß der Umfang der Untersuchungen und damit die Zahl der berücksichtigten Abfallstoffe im Rahmen dieser Studie durch zeitliche und organisatorische Gegebenheiten eingeschränkt waren.

Die Versuchsergebnisse weisen, wie bereits früher mitgeteilt, darauf hin, daß ein Austrag unzulässig hoher Schadstoffemissionen aus den in Grubenräumen mit potentiellen Wasserwegsamkeiten eingebrachten Abfällen und Reststoffen in den meisten untersuchten Fällen nicht mit Sicherheit ausgeschlossen werden kann.

Selbst wenn für die Beurteilung möglicher Schadstoffemissionen nur die wichtigsten Schwermetalle Blei, Cadmium und Zink herangezogen werden, ergibt sich, wie die Zusammenstellung in der Tabelle III.5/124 zeigt, in nahezu allen untersuchten Fällen mindestens bei einem dieser Schadstoffe eine deutliche Überschreitung der Konzentration im Eluat gegenüber der im Eluens (Cl-Grubenwasser) geogen vorhandenen Stoff-Konzentration. Dies gilt generell auch für die vorbehandelten Stoffproben ohne bzw. mit Portlandzement-Zusatz im Bereich der Abfallgruppe I.

Eine Ausnahme bildet lediglich die Flugasche einer nach dem Wirbelbettprinzip arbeitenden Klärschlamm-Verbrennungsanlage (Abfall Nr. IV-B). Dieser Abfallstoff erfüllt hinsichtlich der drei genannten Schwermetalle die Bedingungen an eine Verbringung in eine Untertagedeponie im Steinkohlenbergbau ohne weitere Vorbehandlungsmaßnahmen.

Tabelle III.5/124

Zusammenstellung der Analysenergebnisse Blei, Cadmium und Zink in den Abfallstoffen und im S4-Eluat mit Cl-Wasser

Verhältnis-Werte der Konzentrationen Eluat:Eluens

	Blei			Cadmium			Zink		
	Analysen-Erg.			Analysen-Erg.			Analysen-Erg.		
Abfall Nr.	Subst. mg/kg	Eluat mg/l	Verh.-Wert	Subst. mg/kg	Eluat mg/l	Verh.-Wert	Subst. mg/kg	Eluat mg/l	Verh.-Wert
Cl-W I		0,22			0,009			4,43	
I-A	5240	2,64	12,00	228,5	10,70	1188,89	15280	1,00	0,23
I-A V0		17,40	79,09		8,42	935,56		1,15	0,26
I-A V10		0,63	2,86		0,75	83,78		0,05	0,01
I-B	5606	103,00	468,18	270,5	13,08	1453,33	16385	121,00	27,31
I-C	1480	51,00	231,82	67,5	<0,005	0,56	4355	0,26	0,06
I-C V0		39,20	178,18		<0,005	0,56		0,18	0,04
I-C V5		13,20	60,00		<0,005	0,56		<0,00	0,00
I-C V10		15,5	70,45		0,011	1,22		0,17	0,04
Cl-W II		0,20			0,013			7,35	
II-M	4819	10,36	51,80	205,0	9,74	749,23	14340	0,45	0,06
III-M	4218	3,70	18,5	183,0	7,40	569,23	12256	0,27	0,04
IV-A	415	0,33	1,65	10,0	0,198	15,23	5235	4,63	0,63
IV-B	380	0,10	0,50	9,4	<0,005	<0,38	2905	4,62	0,63
IV-C	453	0,23	1,15	20	<0,005	<0,38	2688	8,85	1,20
V	13450	416	2080	37	<0,005	<0,38	20150	0,88	0,12
VI-A	3,6	0,05	0,25	<0,5	0,017	1,31	18	<0,01	<0,01
VI-B	5,6	0,22	1,10	1,5	0,018	1,38	15	<0,01	<0,01
VI-C	3,3	0,14	0,70	1,5	0,018	1,38	14	<0,01	<0,01
VI-D	6,6	0,11	0,55	<0,5	0,017	1,31	14	<0,01	<0,01
VII-A	7318	35	175	1,0	0,016	1,23	443	12,9	1,76
VII-B	403	0,93	4,65	1,1	<0,005	<0,28	888	23,1	3,14
VII-C	163	0,33	1,65	1,7	<0,005	<0,38	6860	74,8	10,17
VII-D	125	0,08	0,40	1,4	<0,005	<0,38	378	11,7	1,59

Cl-W I = Cl-Grubenwasser Nr. I
Cl-W II = Cl-Grubenwasser Nr. II

In anderen Fällen, wie z.B. in der Gruppe Gießereisande (Abfallgruppe VI) sind die Konzentrations-Verhältnisse für Blei und Zink < 1, während bei Cadmium Werte bis maximal 1,38 ermittelt wurden. Es erscheint gerechtfertigt, auch Vertreter dieser Gruppe, jeweils nach entsprechend positiv verlaufenden weiteren Voruntersuchungen, zu den Stoffen mit immissionsneutralem Elutionsverhalten und damit zu den zur Verbringung in wasserwegsame Grubenräume des Steinkohlenbergbaues geeigneten Abfällen zu rechnen. Ähnliches gilt, wenn auch in geringerem Maße, für einige Vertreter der Abfallgruppe VII (Strahlmittelrückstände).

Die aus den S4-Elutionen resultierenden Feststellungen werden durch die Ergebnisse der **Druckelutions-Versuche** weitgehend bestätigt. In den Tabellen III.5/125 bis III.5/127 sind die Konzentrationen der Schwermetalle Blei, Cadmium und Zink in den Cl-Grubenwasser-Eluaten der Säulenversuche zusammengestellt. Für jeden Versuch sind die Analysenwerte der ersten und der letzten Probenahme sowie die bis zu diesen Zeitpunkten durch den Probekörper geflossene Grubenwassermenge in l angegeben.

Die Konzentrationsänderungen während der Versuche verliefen wechselnd sowohl positiv als auch negativ. Die Änderungen können in erster Linie durch unterschiedliche pH-Werte in den Proben, z.B. durch verschieden hohe Zementzugabe, erklärt werden.

Die Verhältniswerte Eluat- zu Elues-Konzentration für Blei und Cadmium lagen bei den untersuchten Stoffen fast ausnahmslos, bei den MVA-Rückständen teilweise erheblich, über dem Wert 1. Die entsprechenden Verhältnisse bei Zink lagen demgegenüber wegen der relativ hohen geogenen Zink-Vorbelastung des Grubenwassers meist unterhalb dieses Schwellenwertes.

Als einziger Stoff mit durchweg immissionsneutralem Verhalten hat sich auch bei den Säulenversuchen die Flugasche aus der Klärschlamm-Wirbelbett-Verbrennung ergeben, allerdings hier nur in der mit 10 % Zementzugabe vorbehandelten Variante.

Tabelle III.5/125
Zusammenstellung der Analysenergebnisse Blei
im Cl-Wasser-Eluat der Druckelutions-Versuche
Verhältnis-Werte der Konzentrationen Eluat:Eluens

Abfall-Nr.	Analysenergebnisse bei Druckelution mit Cl-Grubenwasser					
	Anfang			Ende		
	Wasser l	Eluat-Wert mg/l	Verhältnis	Wasser l	Eluat-Wert mg/l	Verhältnis
Cl-W I		0,22			0,22	
I-A	1	105	477,27	523	0,46	2,09
I-B	1	43	195,45	8	<0,05	<0,23
I-C	0,5	1044	4745,45	0,9	2,52	11,45
I-A V0	0,5	0,66	3,0	40	12,7	57,73
I-A V10	0,5	6,34	28,82	3	17,7	80,45
I-C V0	nur ein Wert			0,1	19,24	87,45
I-C V5	0,5	68,8	312,73	1,6	0,26	1,18
I-C V10	0,5	72,36	328,91	4	7,6	34,55
Cl-W II		0,20			0,20	
II-M V10	1	3,7	18,5	10	13,3	66,5
III-M 0	1	652	3260	10	1,3	6,5
III-M 28	1	71	355	10	2,7	13,5
IV-A V5	1	<0,05	<0,25	10	<0,05	<0,25
IV-A V10	1	<0,05	<0,25	10	<0,05	<0,25
IV-B V0	1	0,2	1,0	10	0,17	0,85
IV-B V5	1	0,14	0,7	10	<0,05	<0,25
IV-B V10	1	<0,05	<0,25	10	<0,05	<0,25
IV-C V10	1	<0,05	<0,25	10	<0,05	<0,25
VI-A V5	1	0,1	0,5	10	0,2	1,0
VI-A V10	1	0,19	0,95	10	0,22	1,1
VI-B V5	1	0,09	0,45	10	<0,05	<0,25
VI-B V10	1	0,09	0,45	10	0,07	0,35
VI-C V5	1	0,11	0,55	10	<0,05	<0,25
VI-C V10	1	<0,05	<0,25	10	0,23	1,15
VI-D V5	1	<0,05	<0,25	10	0,07	0,35
VI-D V10	1	<0,05	<0,25	10	<0,05	<0,25

Cl-W I = Cl-Grubenwasser Nr. I
Cl-W II = Cl-Grubenwasser Nr. II

Tabelle III.5/126
Zusammenstellung der Analysenergebnisse Cadmium
im Cl-Wasser-Eluat der Druckelutions-Versuche
Verhältnis-Werte der Konzentrationen Eluat:Eluens

Abfall-Nr.	Analysenergebnisse bei Druckelution mit Cl-Grubenwasser					
	Anfang			Ende		
	Wasser 1	Eluat-Wert mg/l	Verhältnis	Wasser 1	Eluat-Wert mg/l	Verhältnis
Cl-W I		0,009			0,009	
I-A	1	91,25	10138,89	523	0,08	8,89
I-B	1	63,30	7033,33	8	0,039	4,33
I-C	0,5	0,33	36,67	0,25	0,026	2,89
I-A V0	0,5	14,65	1627,78	40	0,491	54,56
I-A V10	0,5	4,79	532,22	3	1,99	221,11
I-C V0	nur ein Wert			0,1	0,046	5,11
I-C V5	0,5	0,005	0,56	1,6	0,008	0,89
I-C V10	0,5	0,005	8,56	4	<0,005	<0,56
Cl-W II		0,013			0,013	
II-M V10	1	0,666	51,23	10	1,39	106,92
III-M 0	1	7,33	563,58	10	7,30	561,54
III-M 28	1	28,72	2209,23	10	5,56	427,69
IV-A V5	1	0,167	12,85	10	0,217	16,69
IV-A V10	1	0,027	2,08	10	<0,005	<0,38
IV-B V0	1	0,244	18,77	10	0,263	20,23
IV-B V5	1	0,08	6,15	10	0,484	37,23
IV-B V10	1	<0,005	<0,38	10	<0,005	<0,38
IV-C V10	1	0,181	13,92	10	0,400	30,77
VI-A V5	1	0,013	1,0	10	0,015	1,15
VI-A V10	1	0,098	7,54	10	0,006	0,46
VI-B V5	1	0,036	2,77	10	0,084	6,46
VI-B V10	1	0,085	6,54	10	0,041	3,15
VI-C V5	1	0,143	11,00	10	0,051	3,92
VI-C V10	1	0,311	23,92	10	0,024	1,85
VI-D V5	1	0,061	4,69	10	0,034	2,62
VI-D V10	1	<0,005	<0,38	10	<0,005	<0,38

Cl-W I = Cl-Grubenwasser Nr. I
Cl-W II = Cl-Grubenwasser Nr. II

Tabelle III.5/127
Zusammenstellung der Analysenergebnisse Zink
im Cl-Wasser-Eluat der Druckelutions-Versuche
Verhältnis-Werte der Konzentrationen Eluat:Eluens

Abfall-Nr.	Analysenergebnisse bei Druckelution mit Cl-Grubenwasser					
	Anfang			Ende		
	Wasser 1	Eluat-Wert mg/l	Verhältnis	Wasser 1	Eluat-Wert mg/l	Verhältnis
Cl-W I		4,43			4,43	
I-A	1	1140	257,34	523	5,10	1,05
I-B	1	3725	840,86	8	0,06	0,01
I-C	0,5	112	25,28	0,85	0,91	0,21
I-A V0	0,5	1,7	0,38	40	<0,01	0
I-A V10	0,5	0,35	0,08	3	0,20	0,05
I-C V0	nur ein Wert			0,1	0,05	0,01
I-C V5	0,5	3,82	0,86	1,6	0,08	0,02
I-C V10	0,5	0,47	0,11	4	0,07	0,02
Cl-W II		7,35			7,35	
II-M V10	1	1,0	0,14	10	0,80	0,11
III-M 0	1	27,9	3,80	10	<0,05	<0,01
III-M 28	1	14,95	2,03	10	0,57	0,08
IV-A V5	1	17,90	2,44	10	1,45	0,20
IV-A V10	1	9,96	1,36	10	1,20	0,16
IV-B V0	1	5,56	0,77	10	8,95	1,22
IV-B V5	1	0,58	0,08	10	0,21	0,03
IV-B V10	1	<0,05	<0,01	10	<0,05	<0,01
IV-C V10	1	0,18	0,02	10	1,35	0,18
VI-A V5	1	3,17	0,43	10	3,54	0,48
VI-A V10	1	1,21	0,16	10	5,65	0,77
VI-B V5	1	0,78	0,11	10	0,45	0,06
VI-B V10	1	0,61	0,08	10	3,13	0,43
VI-C V5	1	0,20	0,03	10	1,39	0,19
VI-C V10	1	0,35	0,05	10	3,75	0,51
VI-D V5	1	0,14	0,02	10	1,40	0,19
VI-D V10	1	<0,05	<0,01	10	<0,05	<0,01

Cl-W I = Cl-Grubenwasser Nr. I
Cl-W II = Cl-Grubenwasser Nr. II

Im Rahmen der Druckelutions-Versuche konnte die Wasserdurchlässigkeit der Proben durch Berechnung des Beiwerte k_f ermittelt werden. Die Werte sind in der Tabelle III.5/128 auf der Basis 10^{-7} m/s zusammengestellt. Es sind jeweils die Verhältnisse nach der ersten und letzten Probenahme unter gleichzeitiger Angabe der bis zu diesen Zeitpunkten durch die Probekörper geflossenen Cl-Wasser-Mengen dargestellt.

Mit Ausnahme des Versuchs I-A V0 (Filterstaub MVA Oberhausen, vorbehandelt, ohne Zementzugabe) liegen die k_f-Werte im Bereich 10^{-9} m/s und darunter. Das Rauchgasreinigungsrückstands-Gemisch der MVA Düsseldorf war bei allen Versuchen bereits zu Beginn der Elutionen mit k_f = 0,5 bis 1 x 10^{-8} m/s relativ wasserundurchlässig.

Aus den anderen Abfallstoffen ragen die Versuche IV-C V10 (Bettasche KVA Bottrop mit 10 % Zementzugabe) und VI-B V5 (Gießereialtsand Nr. 2 mit 5 % Zementzugabe) mit k_f-Werten im Bereich 10^{-5} m/s als besonders wasserdurchlässig hervor. Auch die anderen Giessereirückstände sind mit Werten im Bereich 10^{-6} m/s noch relativ wenig undurchlässig. Lediglich der Sand Nr. 4 besitzt mit k_f-Werten zwischen 2 und 7 x 10^{-8} m/s eine gute Wasserundurchlässigkeit.

Alle übrigen untersuchten Abfallstoffe wiesen mit k_f-Werten im Bereich 1 bis 9 x 10^{-7} m/s eine mittlere Wasserdurchlässigkeit auf.

Tabelle III.5/128
Zusammenstellung der Wasser-Durchlässigkeitsbeiwerte k_f
bei den Druckelutions-Versuchen mit Cl-Wasser

Abfall-Nr.	Durchlässigkeitsbeiwerte bei Druckelutionen			
	Anfang		Ende	
	Wasser	k_f-Wert	Wasser	k_f-Wert
	l	10^{-7} m/s	l	10^{-7} m/s
I-A	1	4,57	523	gestört
I-B	1	1,00	8	0,014
I-C	0,5	0,051	0,85	0,014
I-A V0	0,5	8,00	40	9,60
I-A V10	0,5	6,55	3	0,08
I-C V0	nur ein Wert		0,1	0,003
I-C V5	0,5	0,074	1,6	0,02
I-C V10	0,5	0,11	4	0,09
II-M V10	1	8,96	10	7,82
III-M 0	1	5,04	10	4,97
III-M 28	1	7,21	10	9,18
IV-A V5	1	3,10	10	2,91
IV-A V10	1	1,95	10	2,61
IV-B V0	1	10,10	10	10,10
IV-B V5	1	3,95	10	4,11
IV-B V10	1	4,03	10	3,67
IV-C V10	1	202	10	235
VI-A V5	1	76,4	10	81,0
VI-A V10	1	63,7	10	1,13
VI-B V5	1	477	10	668
VI-B V10	1	57,9	10	35,7
VI-C V5	1	15,7	10	10,2
VI-C V10	1	27,3	10	12,6
VI-D V5	1	0,265	10	0,718
VI-D V10	1	0,216	10	0,202

III.5.9.2 Anmerkungen zur Dioxin-Problematik

Im Rahmen der chemischen Untersuchungen der Stoffproben aus der Abfallgruppe I wurden auch verschiedene chlororganische Verbindungen analysiert. Die als orientierende Stichprobenanalysen anzusehenden Untersuchungen der MVA-Filterstäube I-A und I-B sowie des MVA-Rückstandsgemisches I-C aus der quasitrockenen Rauchgasreinigung ergaben Werte, die im Bereich der üblicherweise in derartigen Abfallstoffen gefundenen Konzentrationen liegen. Dies gilt insbesondere auch für die Gruppe der polychlorierten Dibenzodioxine (PCDD) und Furane (PCDF). Die aus den Einzelwerten nach dem Vorschlag des BGA errechneten Toxizitäts-Äquivalente (TE) variieren zwischen ca. 3 und 17 µg TE bzw. 3000 bis 17000 ng TE je Kilogramm Trockensubstanz.

Weitergehende Untersuchungen über das Verhalten dieser Stoffe unter Auslaugungsbedingungen mit chloridhaltigem Grubenwasser wurden im Rahmen dieser Studie vereinbarungsgemäß nicht durchgeführt. Nach dem Stand des Wissens kann davon ausgegangen werden, daß die in ölhaltigen Medien leicht löslichen PCDD/PCDF-Isomeren im wässrigen Milieu nur begrenzt bzw. gar nicht aus der Abfallmatrix herausgelöst werden können. Da die Verbringung von ölig-fettigen Abfällen und Reststoffen in Grubenräume des Steinkohlenbergbaues von vorneherein ausgeschlossen wurde (vergl. Abschnitt I.4.3.5), wäre mit speziellen Emissionen der fraglichen Stoffe nur dann zu rechnen, wenn die eingebrachten Stoffe in längeren Kontakt mit ölhaltigen Hydraulikflüssigkeiten, z.B. aus Bergbaumaschinen, kommen können.

Im übrigen muß es das Bestreben aller mit der Dioxin-Problematik befaßten Stellen sein, das Einbringen derartiger Stoffe in die Entsorgungswege durch vorsorgende Maßnahmen zu minimieren bzw. schädliche Emissionen dennoch eingebrachter oder in den Systemen neu entstandener Dioxine durch Ausschöpfung aller Möglichkeiten von Wissenschaft und Technik drastisch zu vermindern bzw. ganz zu verhindern (vergl. hierzu auch Abschnitt III.5.1.2).

III.6 Anhang III/I

Abbildungen

Schematische Darstellung der S4-Versuche

nach DIN 38414 - 4

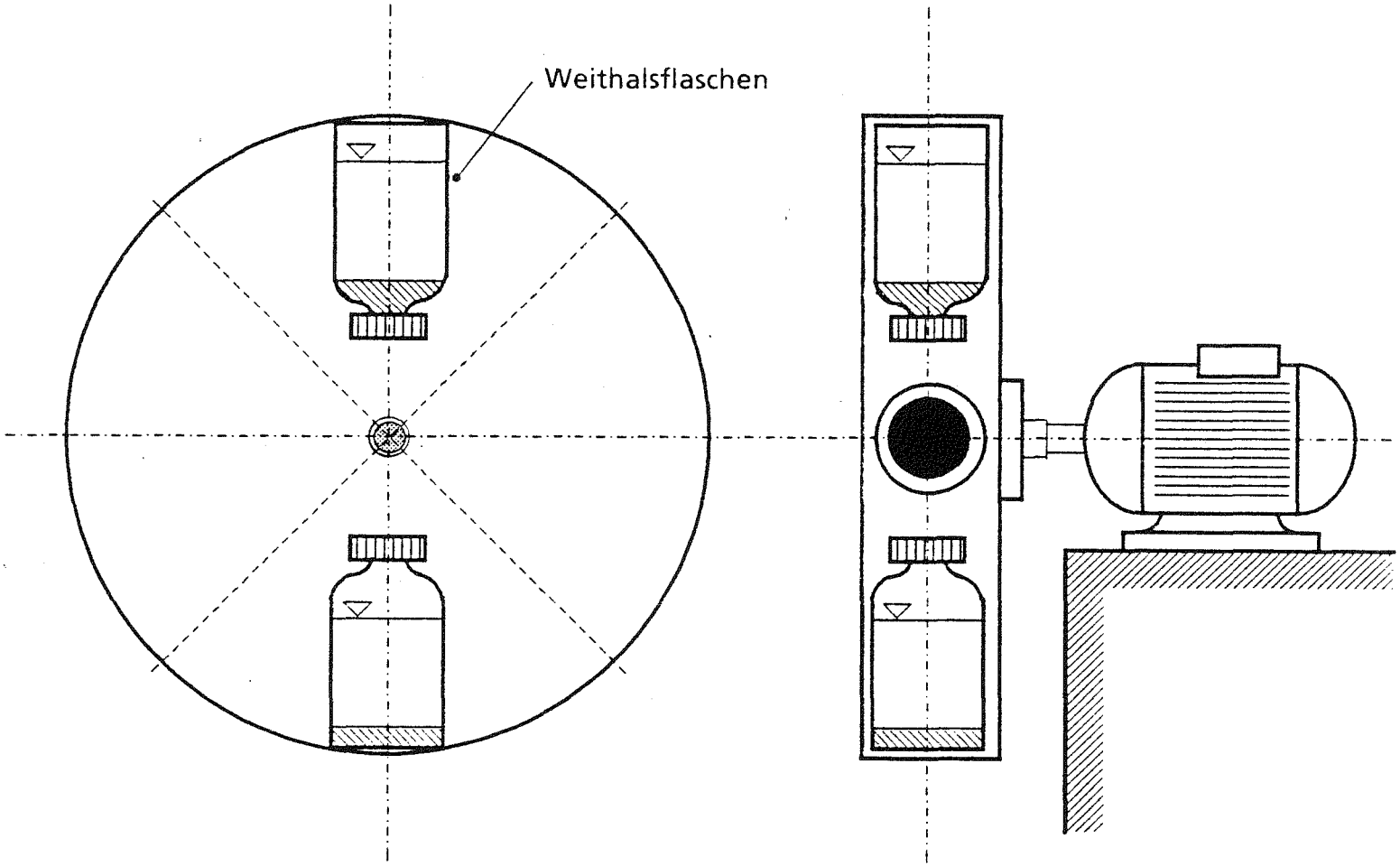


Abb.III.2/1

Schematische Darstellg.d.Säulenversuchs

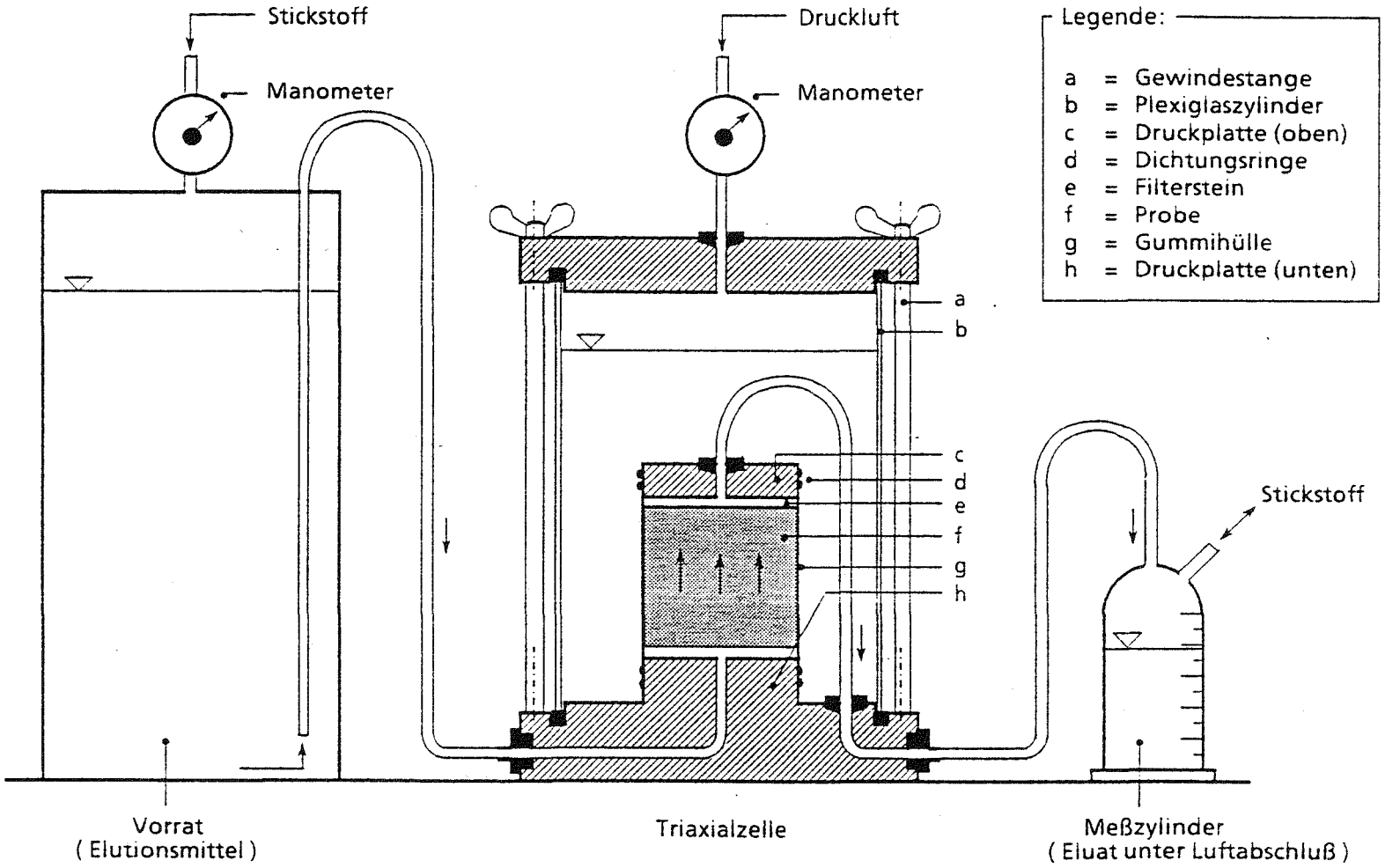


Abb.III.2/2

Zeitabhängige Entwicklung ausgewählter Parameter im 500 L Vorratsbehälter

Sulfat-Wasser; Begasung : Stickstoff

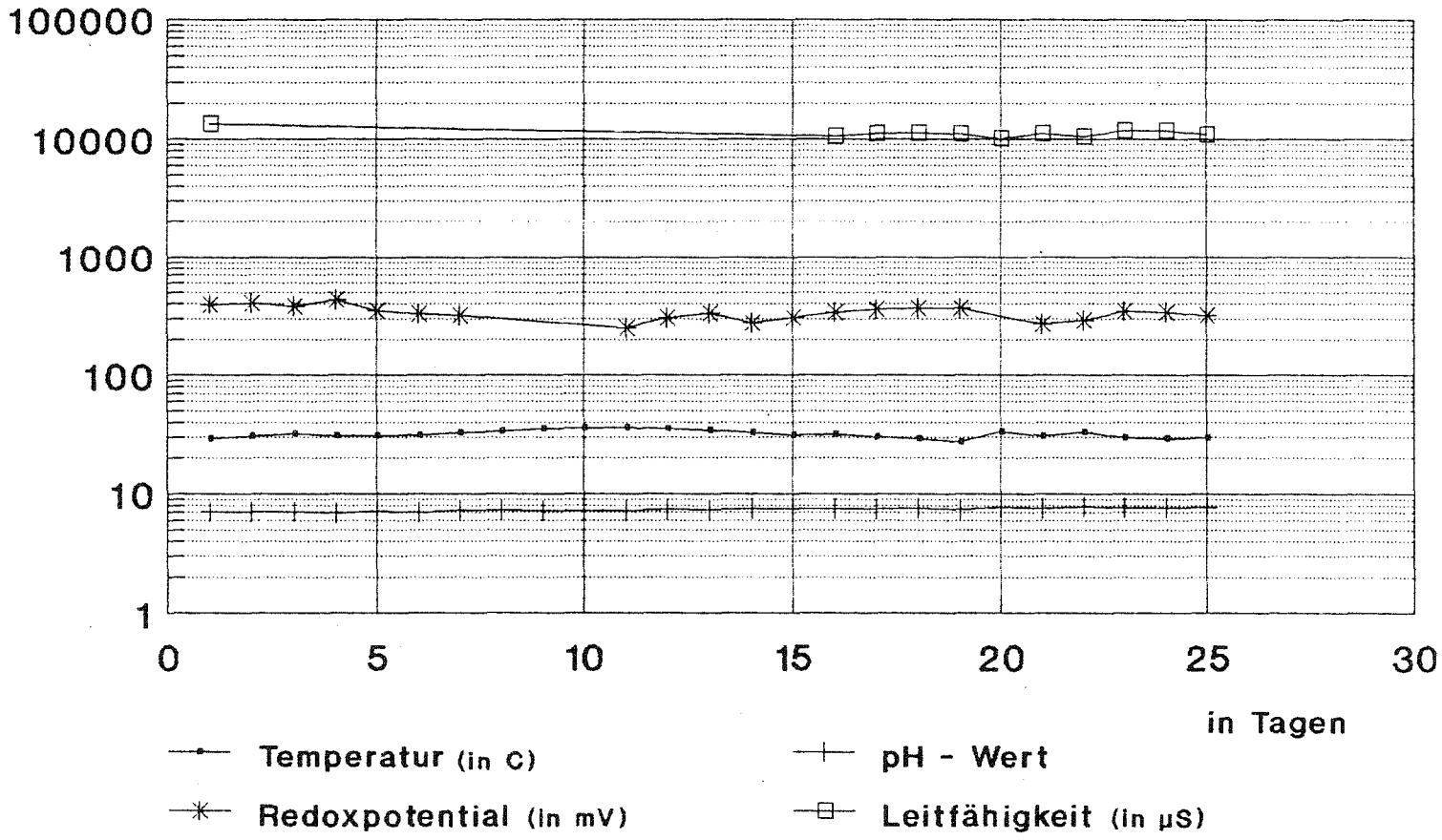


Abb.III.4/1

Zeitabhängige Entwicklung ausgewählter Parameter im 500 L Vorratsbehälter

Chlorid-Wasser; Begasung : Stickstoff

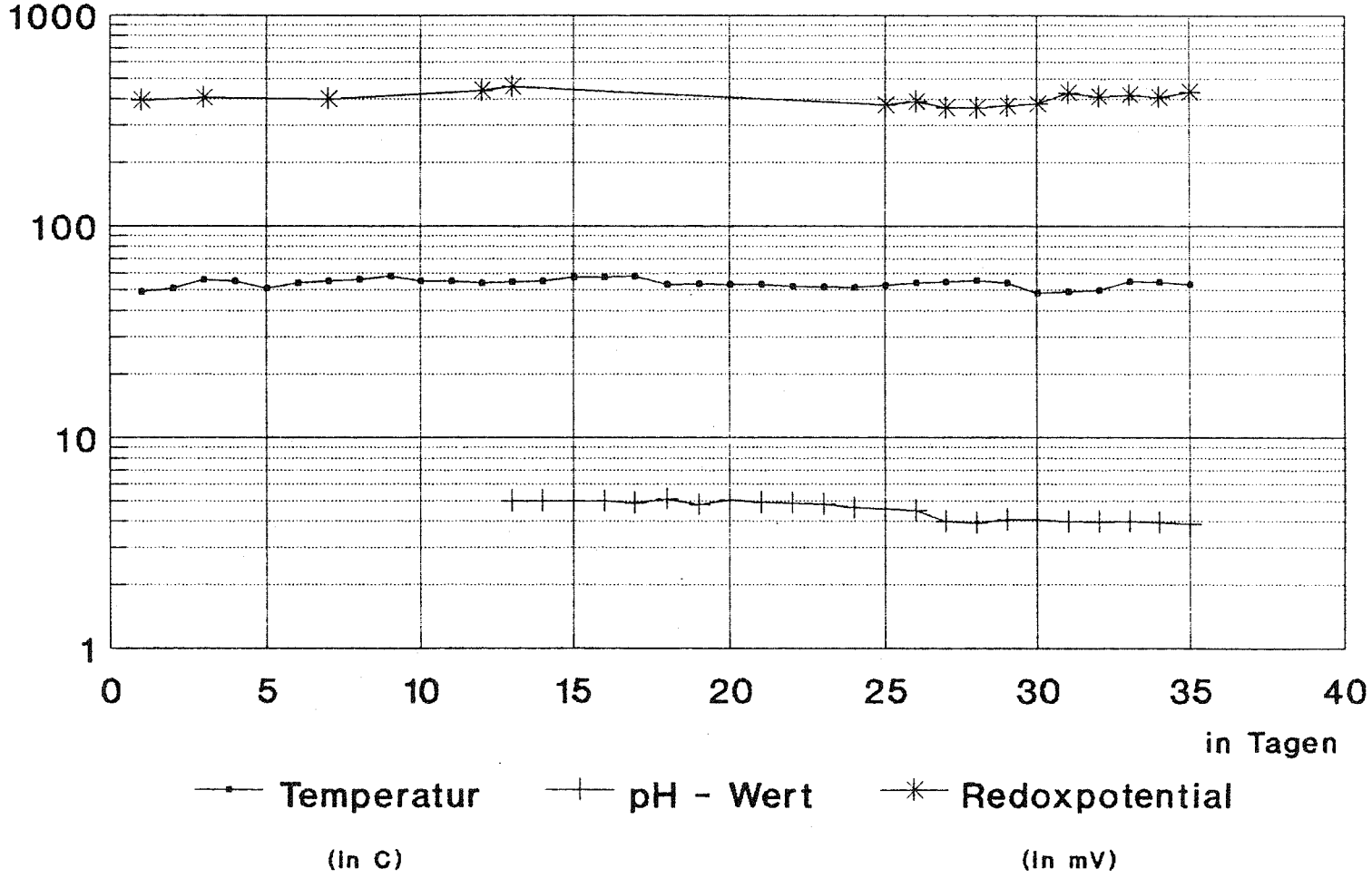


Abb.III.4/2

Kristalline Phasen der Probe I-A

bestimmt n. d. Röntgenbeugungsverfahren
originales Probenmaterial

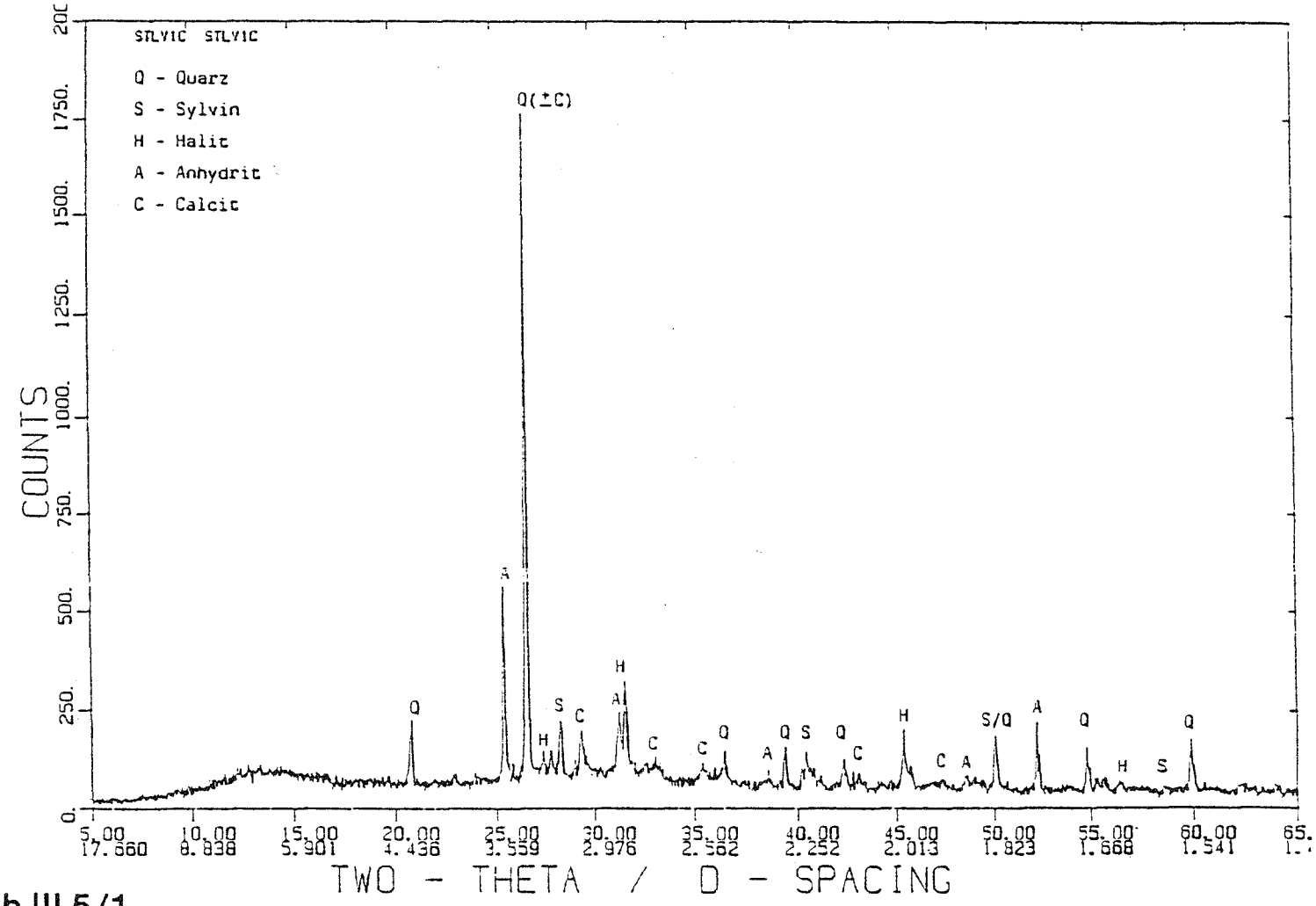


Abb.III.5/1

Kristalline Phasen der Probe I-B

bestimmt n. d. Röntgenbeugungsverfahren

originales Probenmaterial

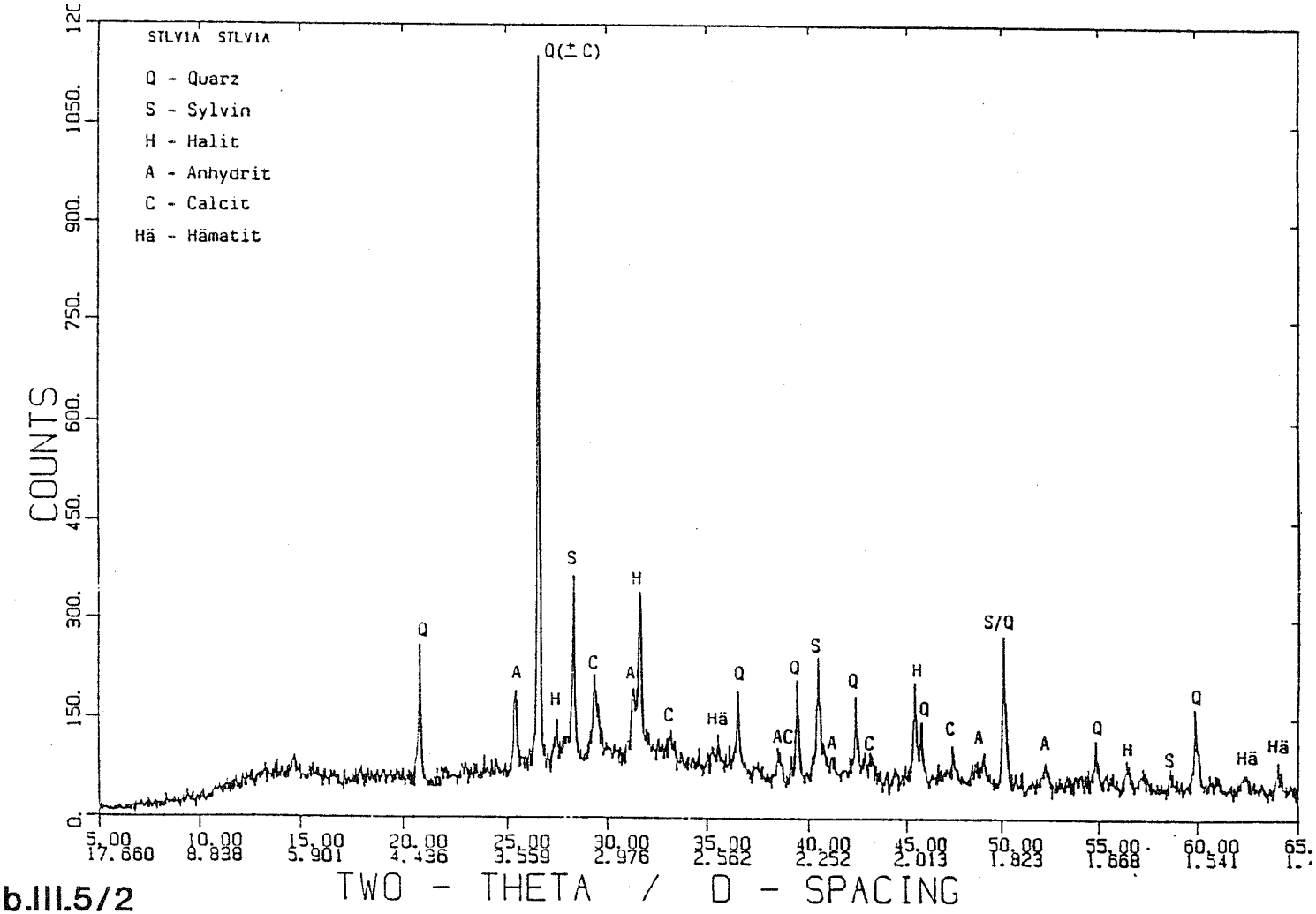


Abb.III.5/2

Kristalline Phasen der Probe I-C

bestimmt n. d. Röntgenbeugungsverfahren

originales Probenmaterial

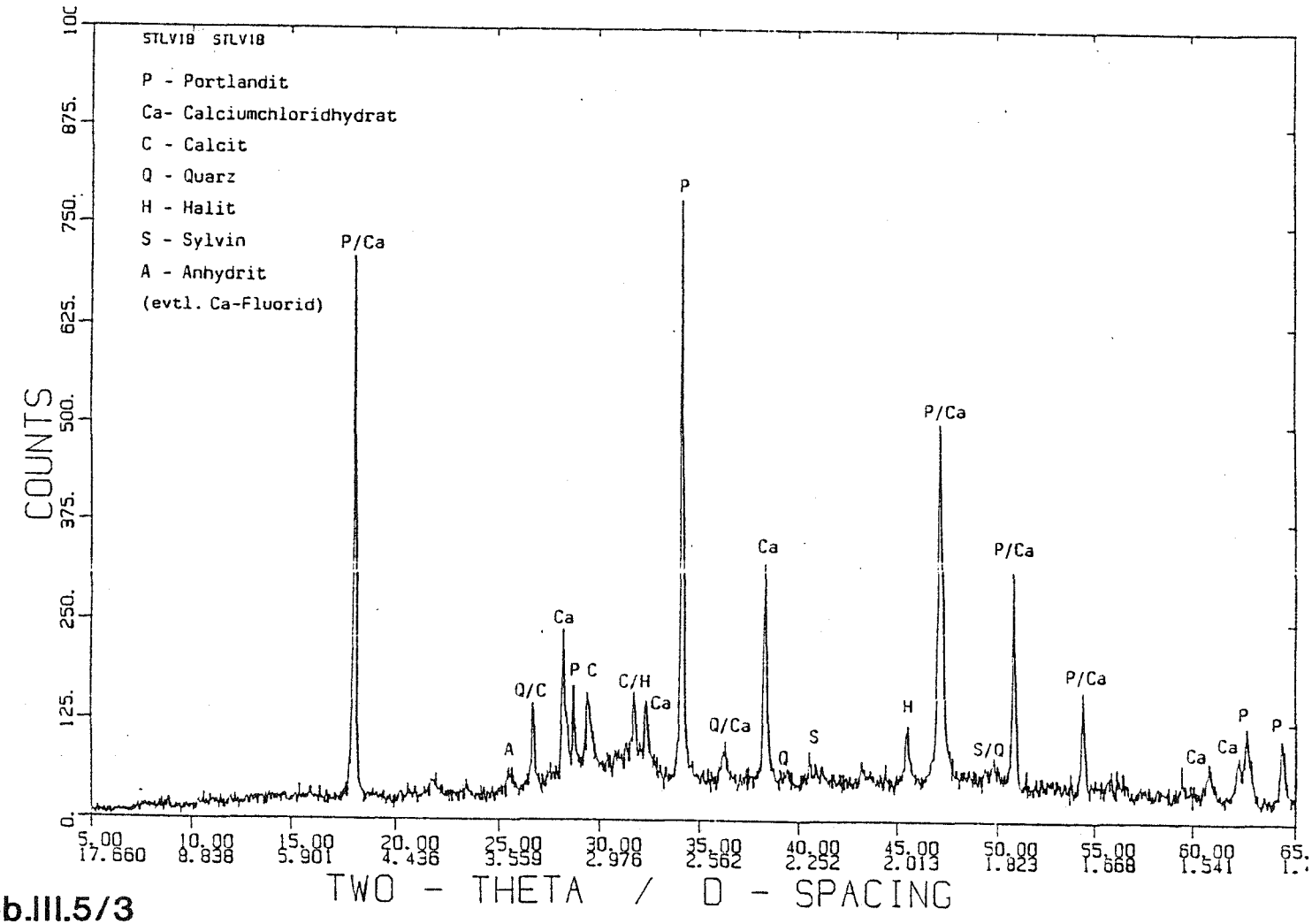


Abb.III.5/3

Kristalline Phasen der Probe I-A

bestimmt n. d. Röntgenbeugungsverfahren

Säulenversuch, dreigeteilter Körper

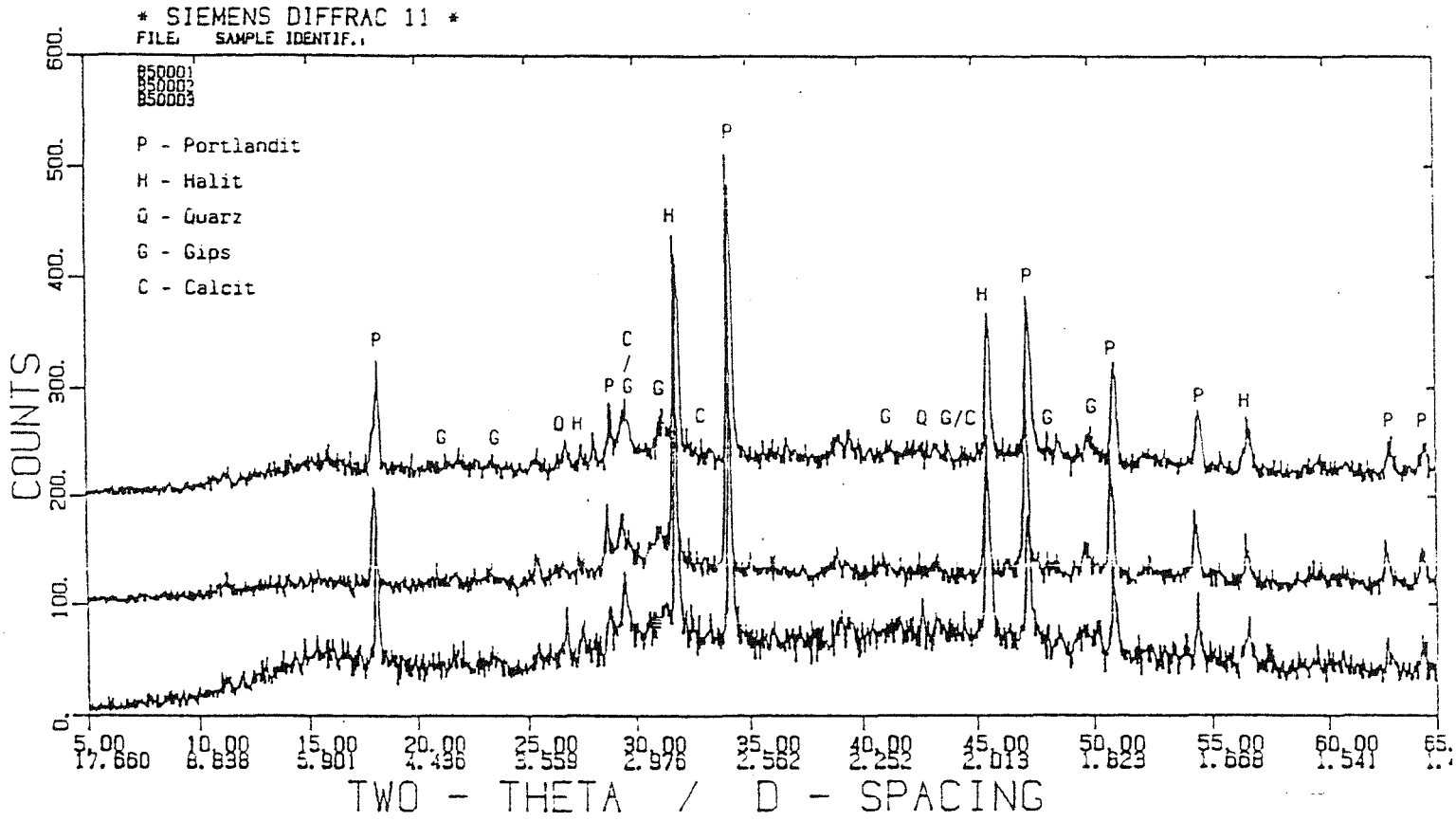


Abb.III.5/4

Kristalline Phasen der Probe I-C

bestimmt n. d. Röntgenbeugungsverfahren

Säulenversuch,Filtersteinbelag

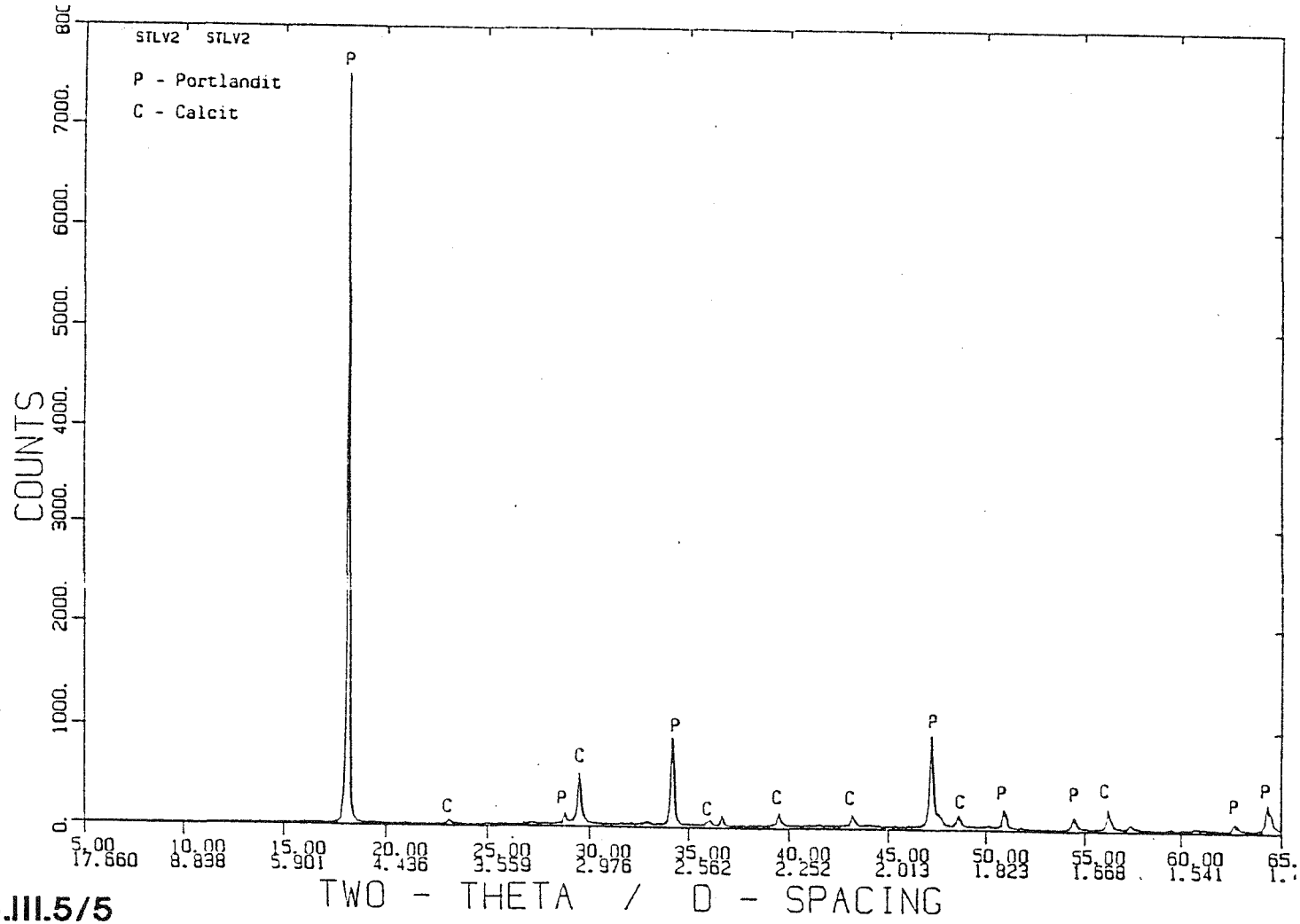
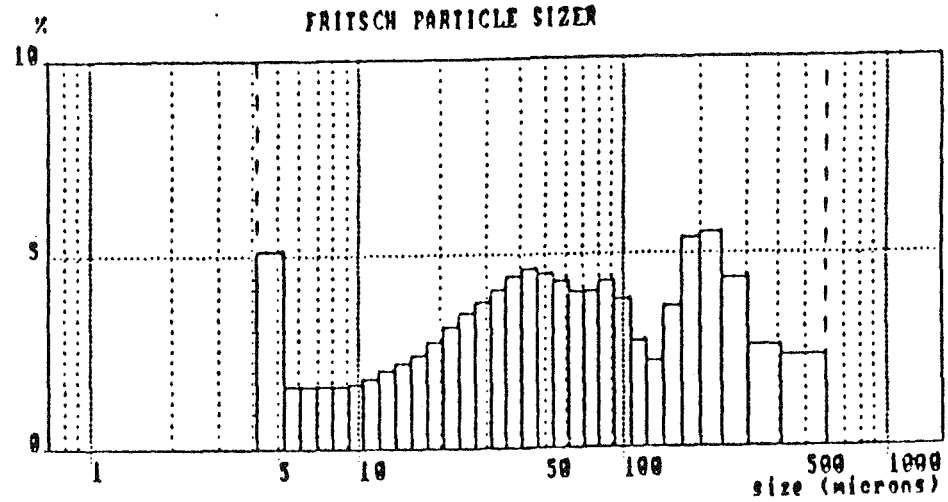


Abb.III.5/5

Häufigkeitsverteilung



Summenkurve

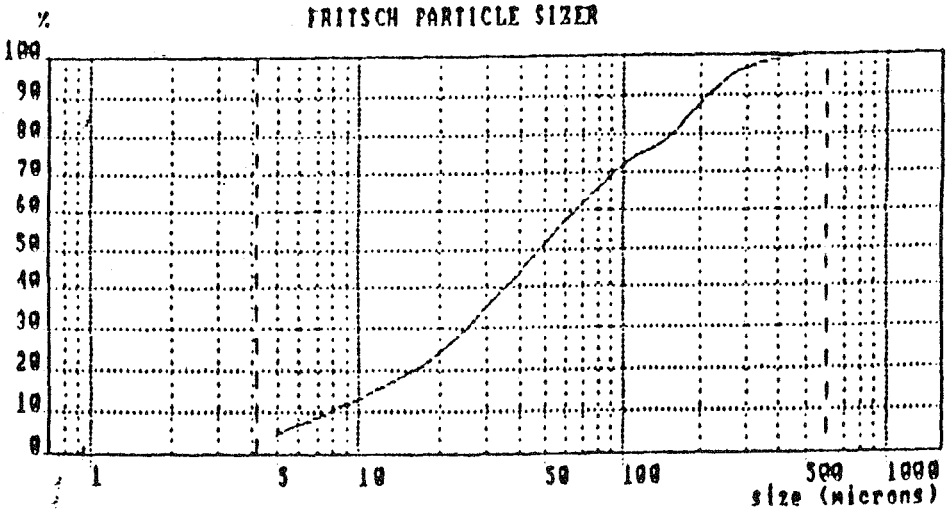
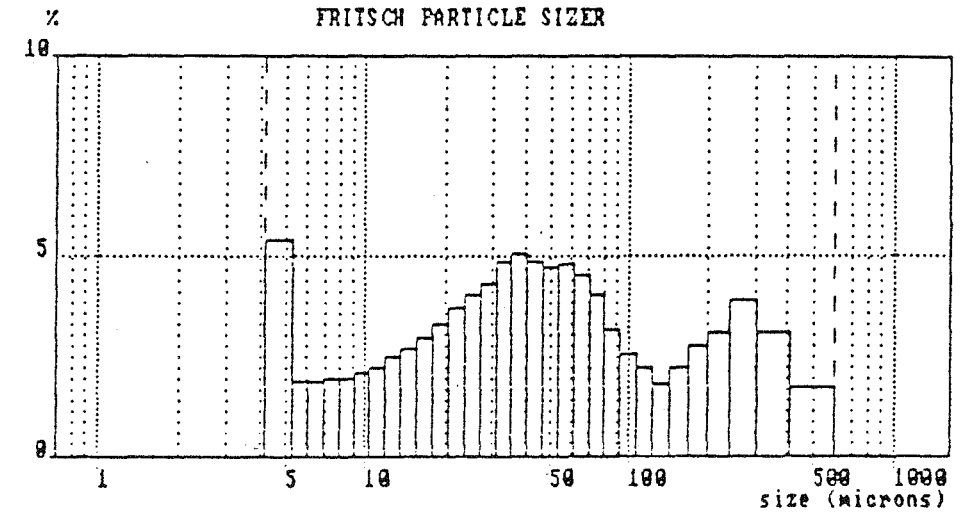


Abb. III.5/6 Korngrößenverteilung Probe I-A

Häufigkeitsverteilung



Summenkurve

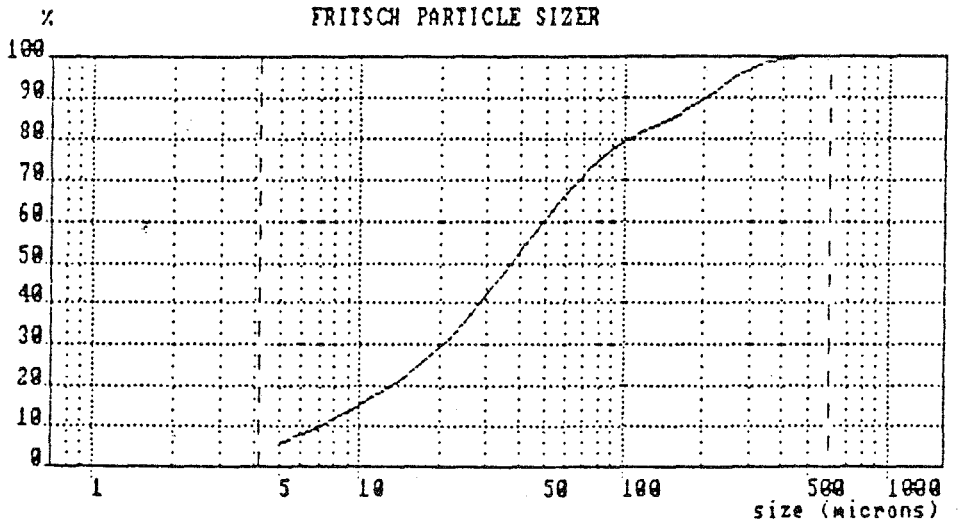
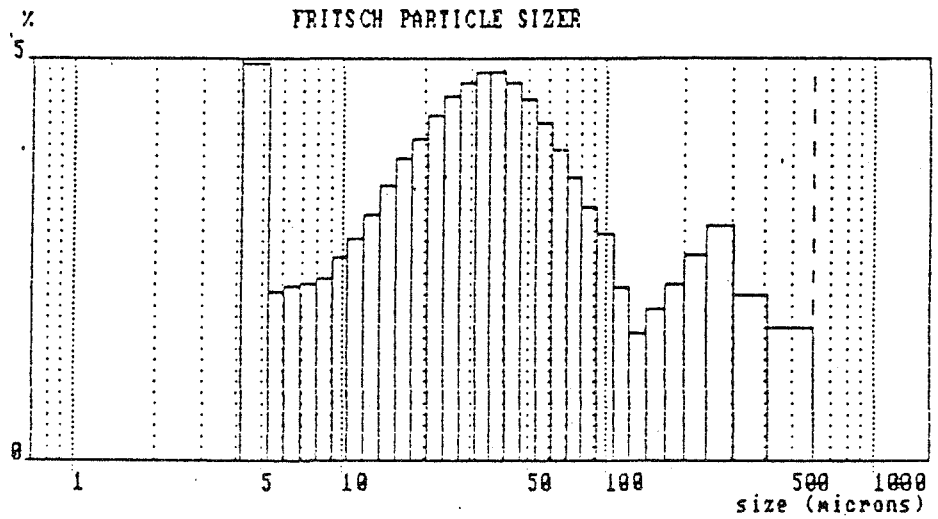


Abb. III.5/7 Korngrößenverteilung Probe I-B

Häufigkeitsverteilung



Summenkurve

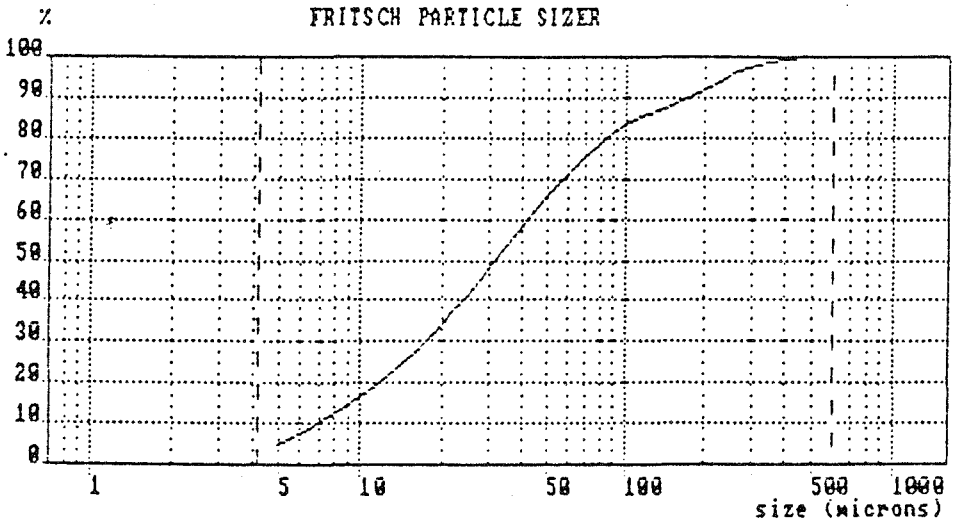


Abb. III.5/8 Korngrößenverteilung Probe I-C

Kornverteilungen der Proben I-A,I-B,I-C

Summenkurven bezogen auf das Gesamtgewicht der unlöslichen Substanzanteile

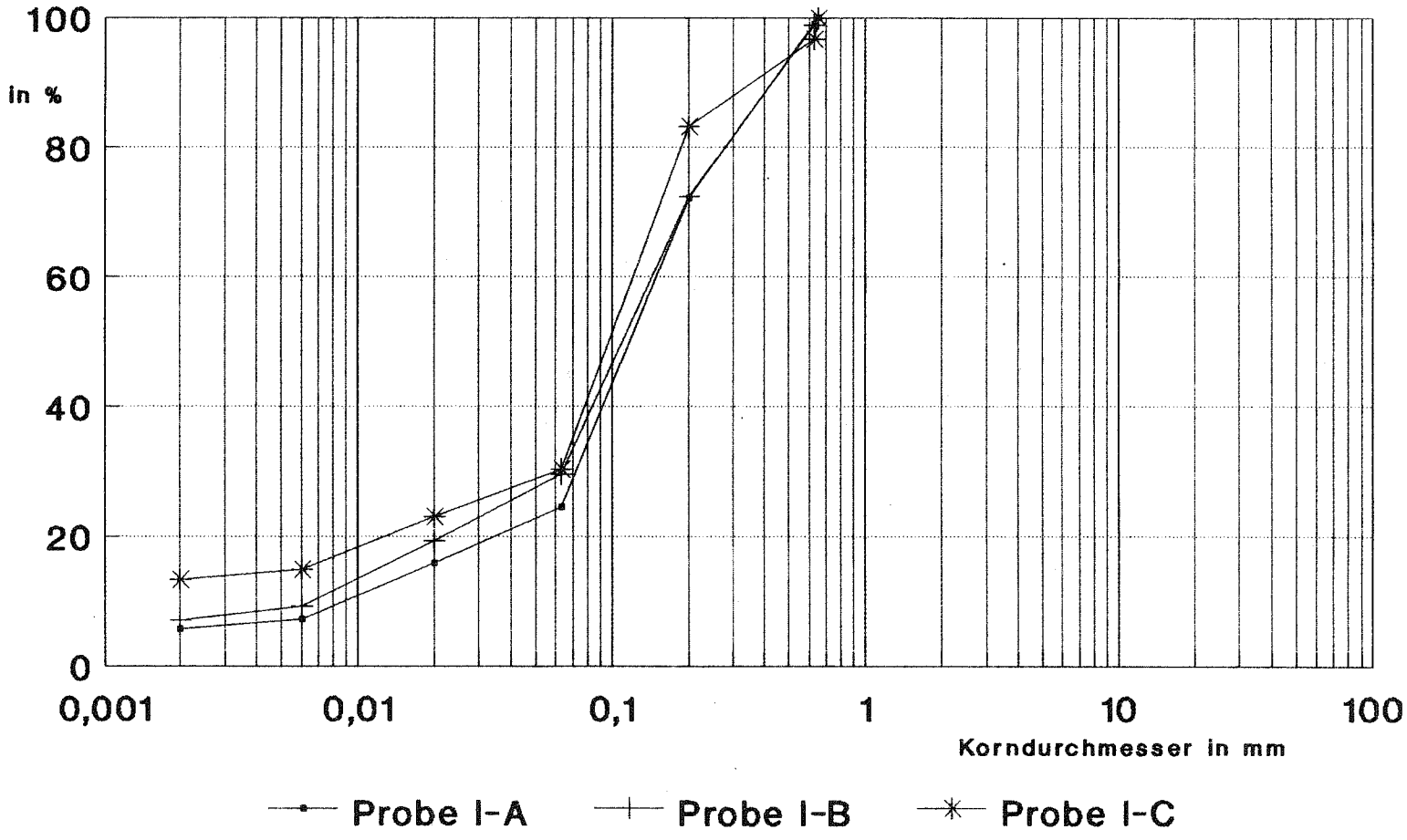


Abb.III.5/9

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe I

Elektrische Leitfähigkeit in mS/cm

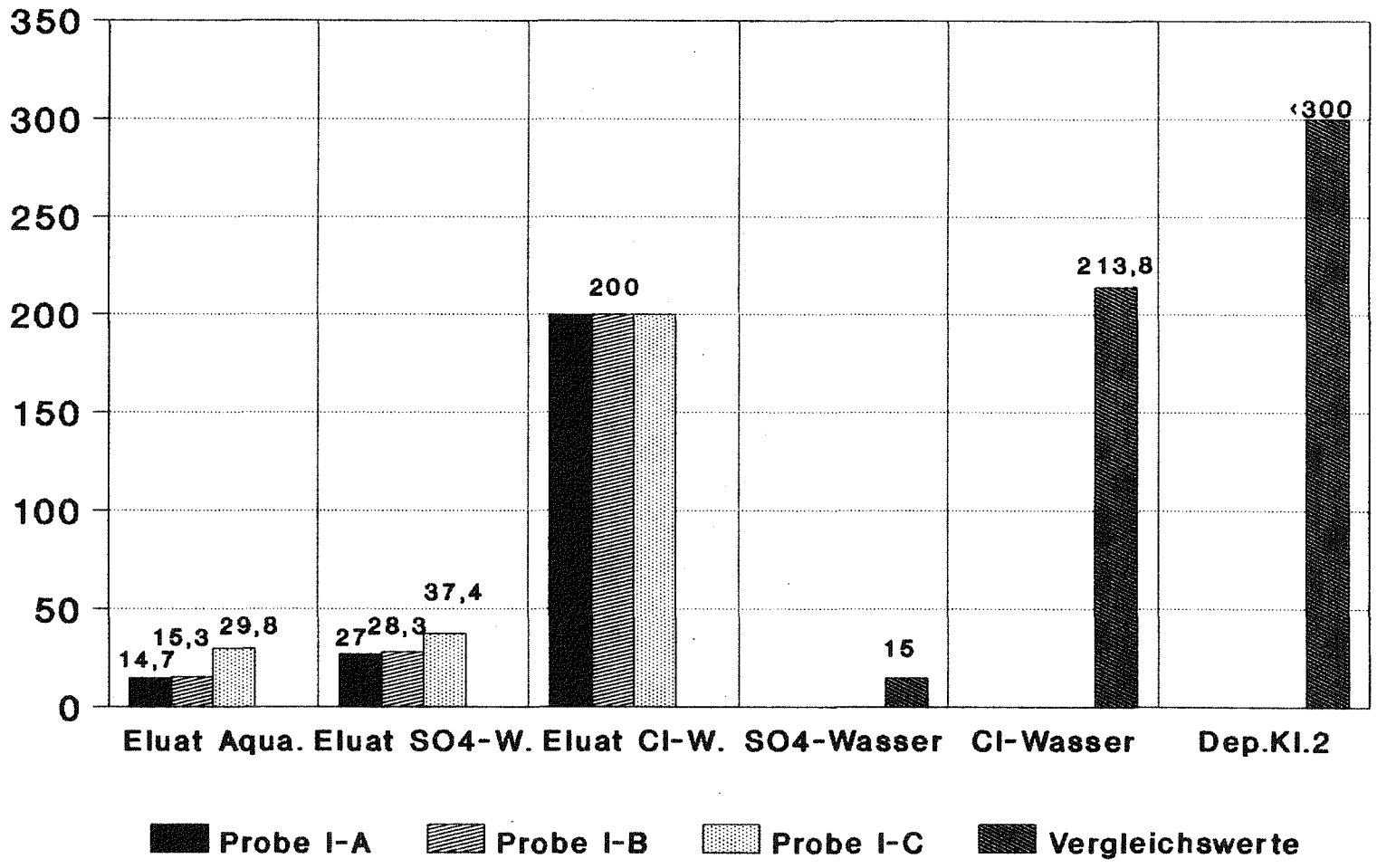


Abb.III.5/10

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe I

pH - Wert

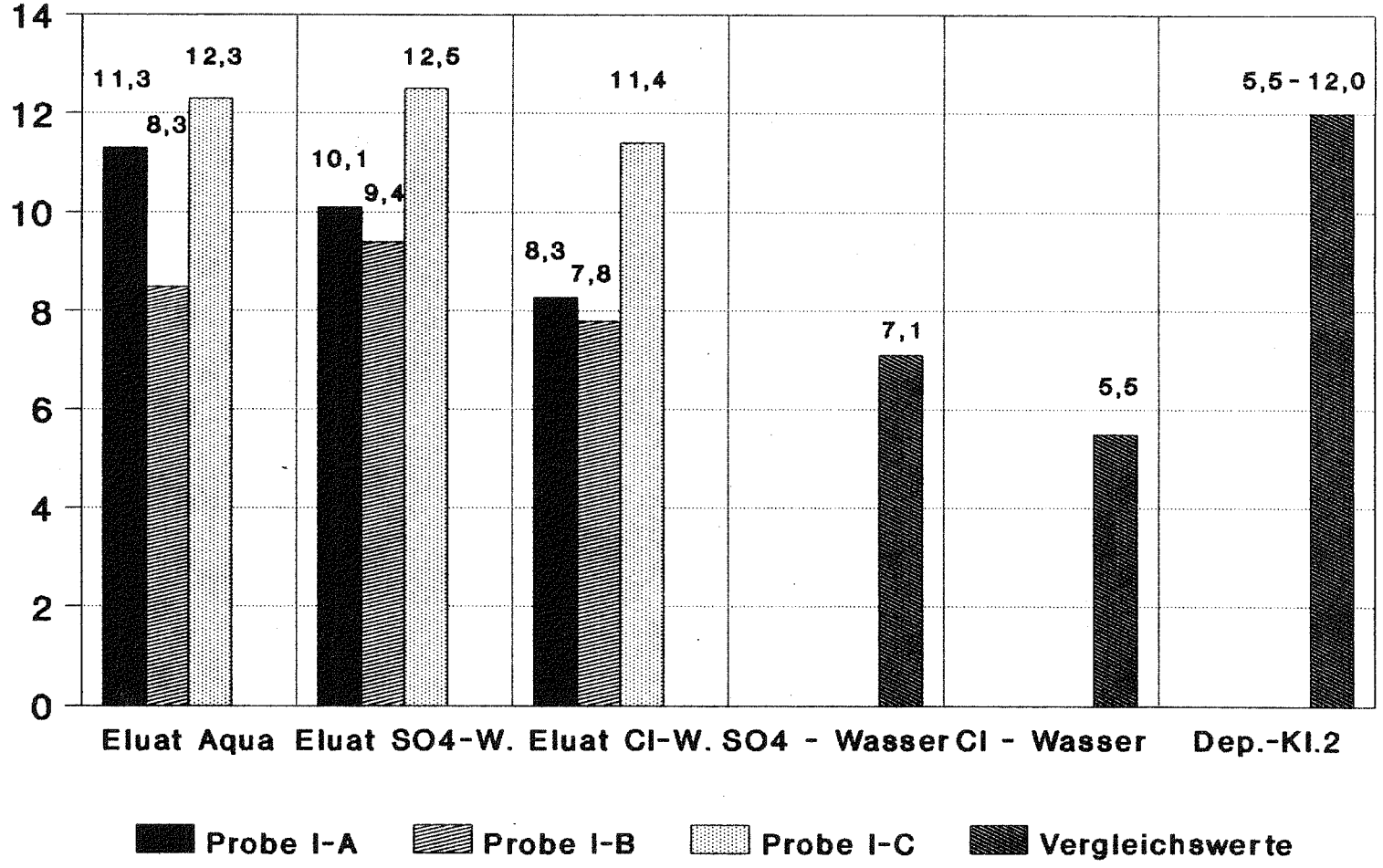


Abb.III.5/11

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe I

Bleikonzentration in mg/l

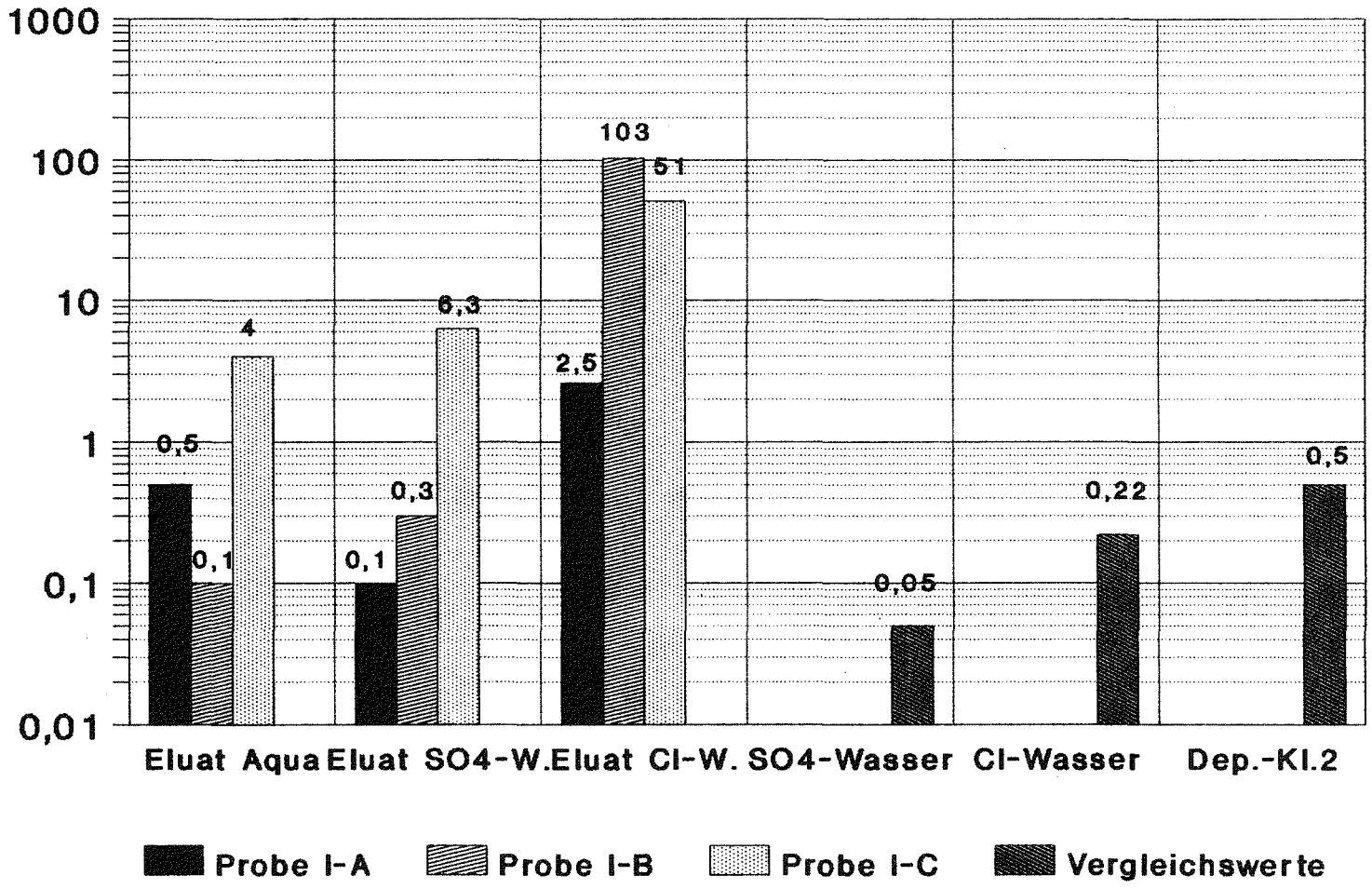


Abb.III.5/12

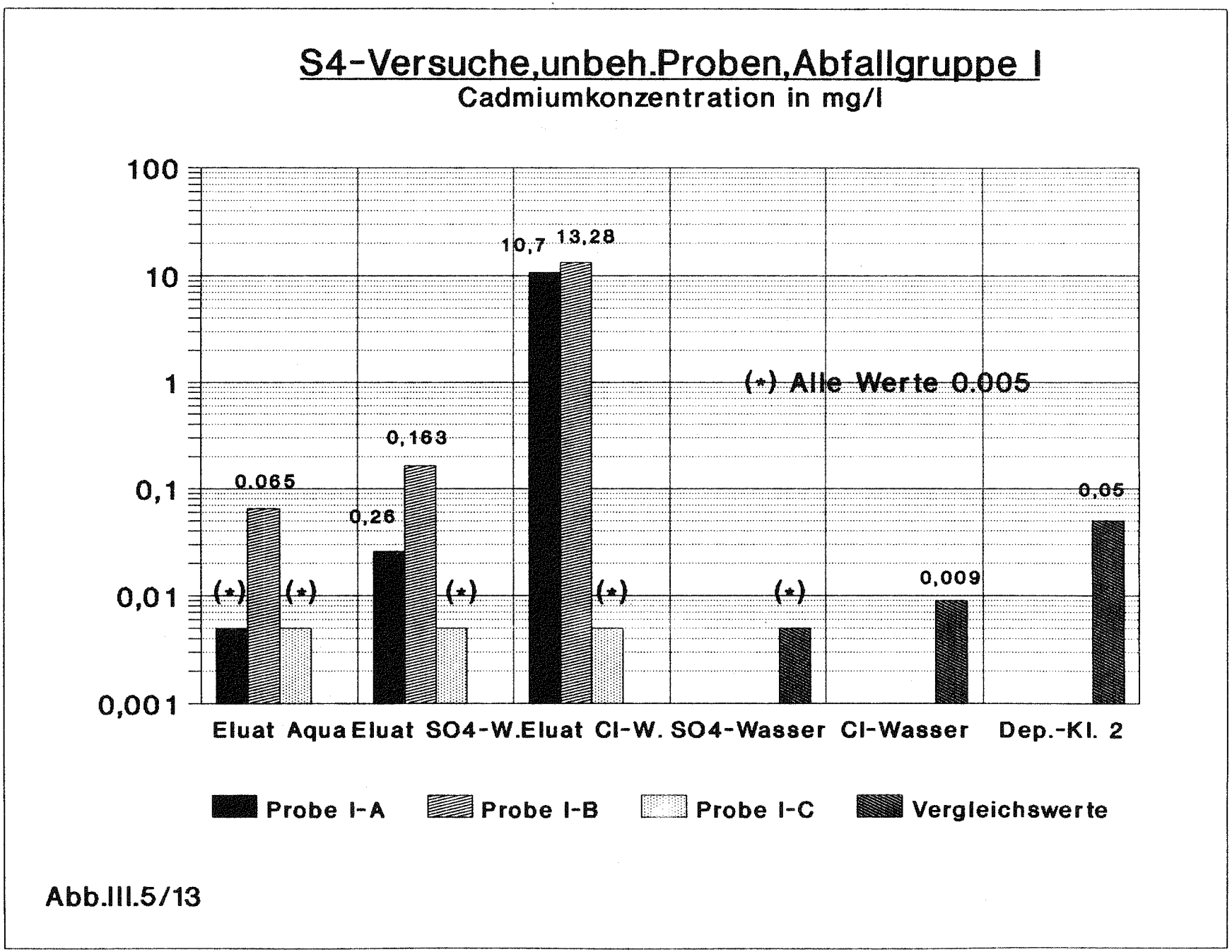

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe I
Cadmiumkonzentration in mg/l
100
10
1
0,1
0,01
0,001
(*) Alle Werte 0.005
0,065
0,163
0,26
10,7
13,28
0,009
0,05
(*)
Eluat Aqua
Eluat SO4-W.
Eluat Cl-W.
SO4-Wasser
Cl-Wasser
Dep.-Kl. 2
Probe I-A
Probe I-B
Probe I-C
Vergleichswerte

Abb.III.5/13

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe I

Zinkkonzentration in mg/l

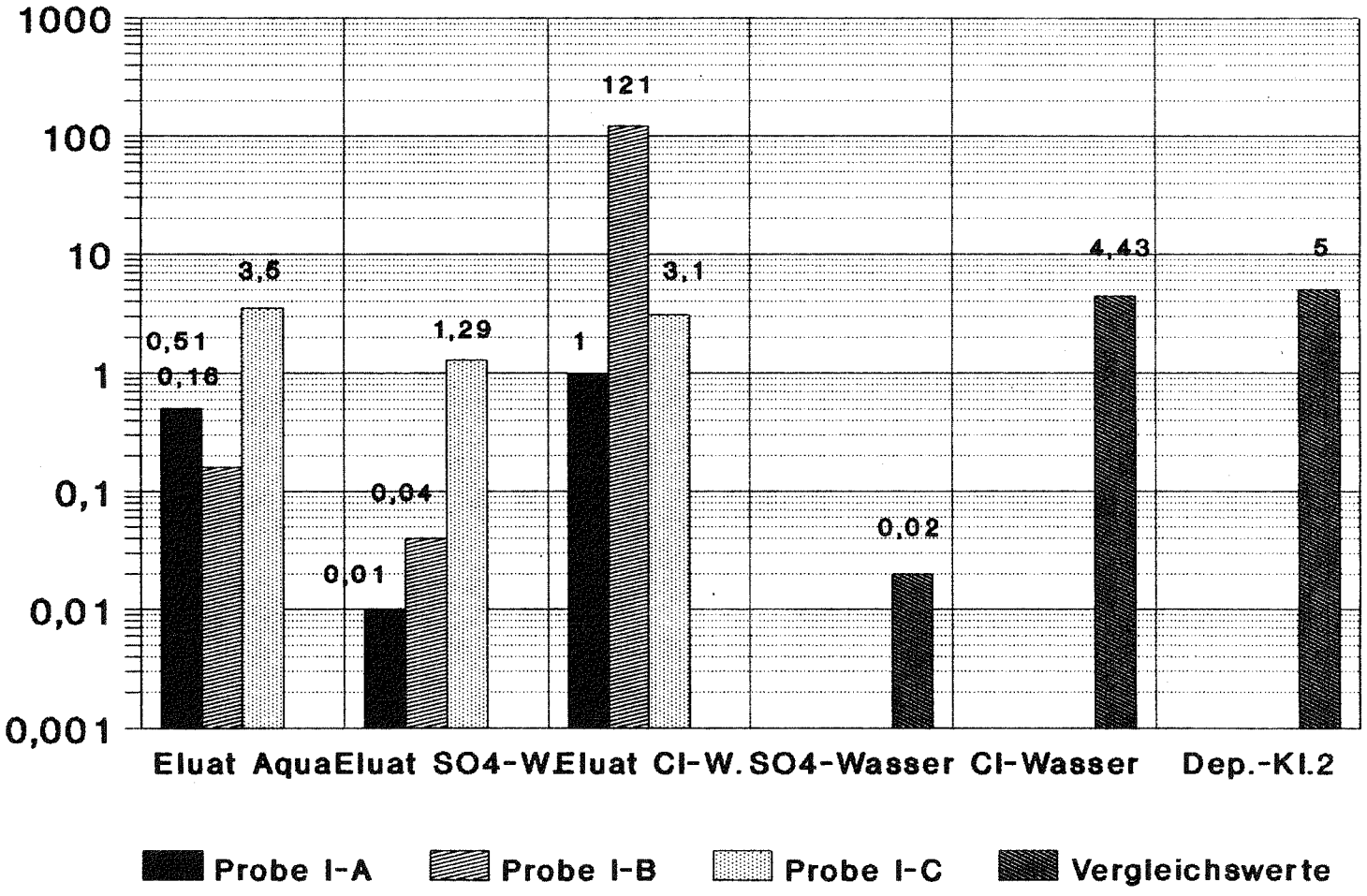
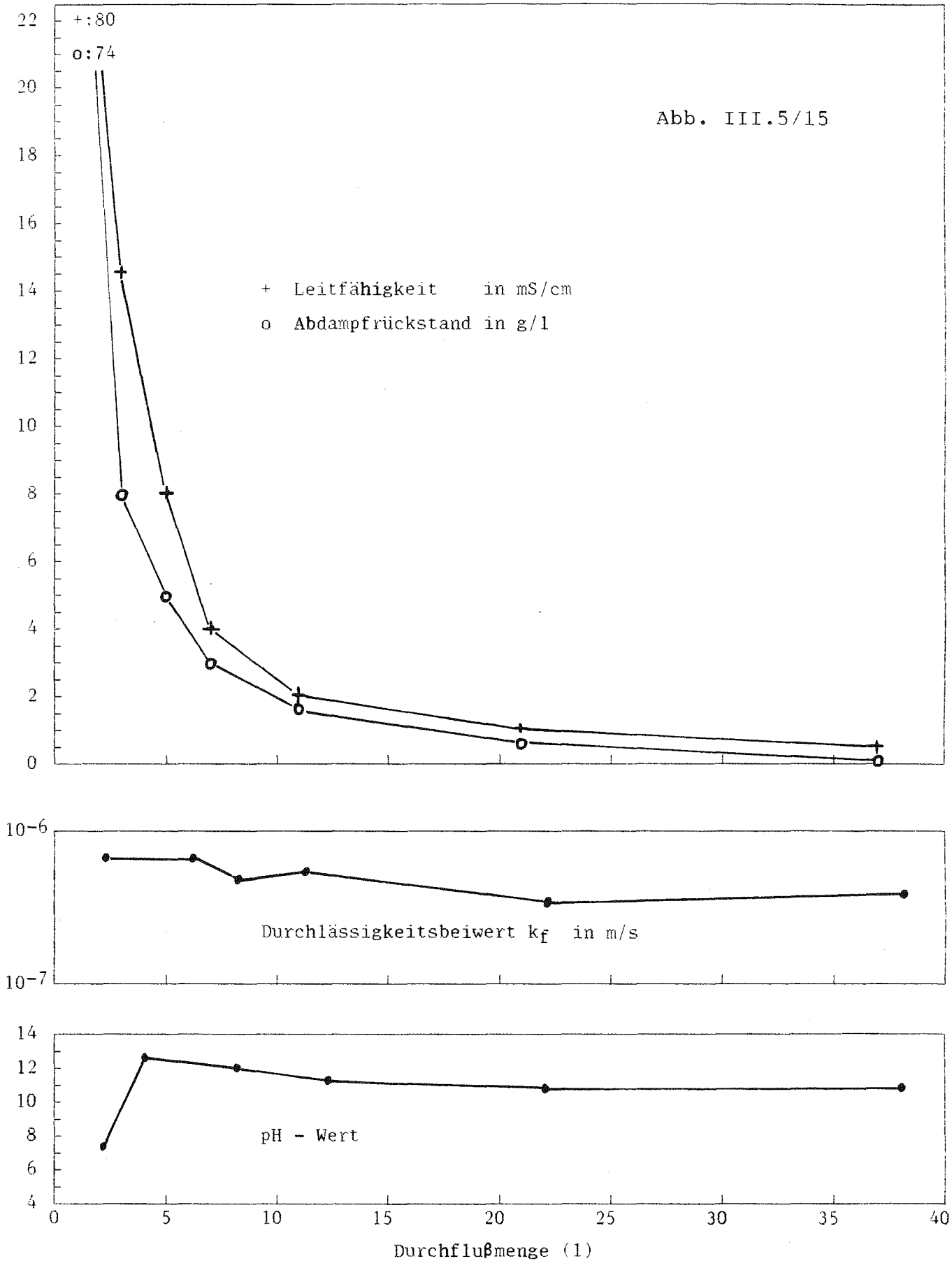


Abb.III.5/14

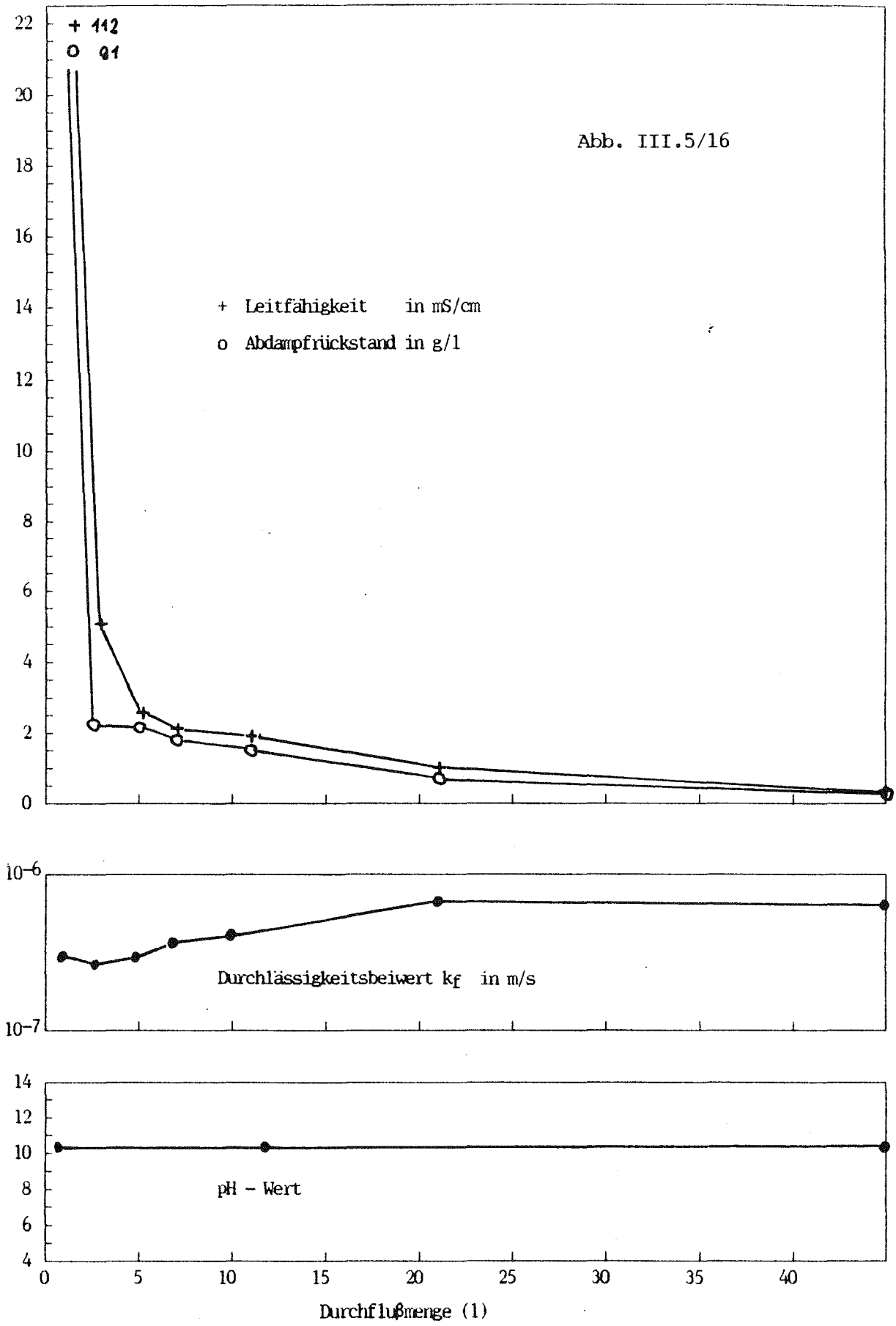
Druckelution an der unbehandelten Probe 1-A

Elutionsmittel: Aqua demineralisata



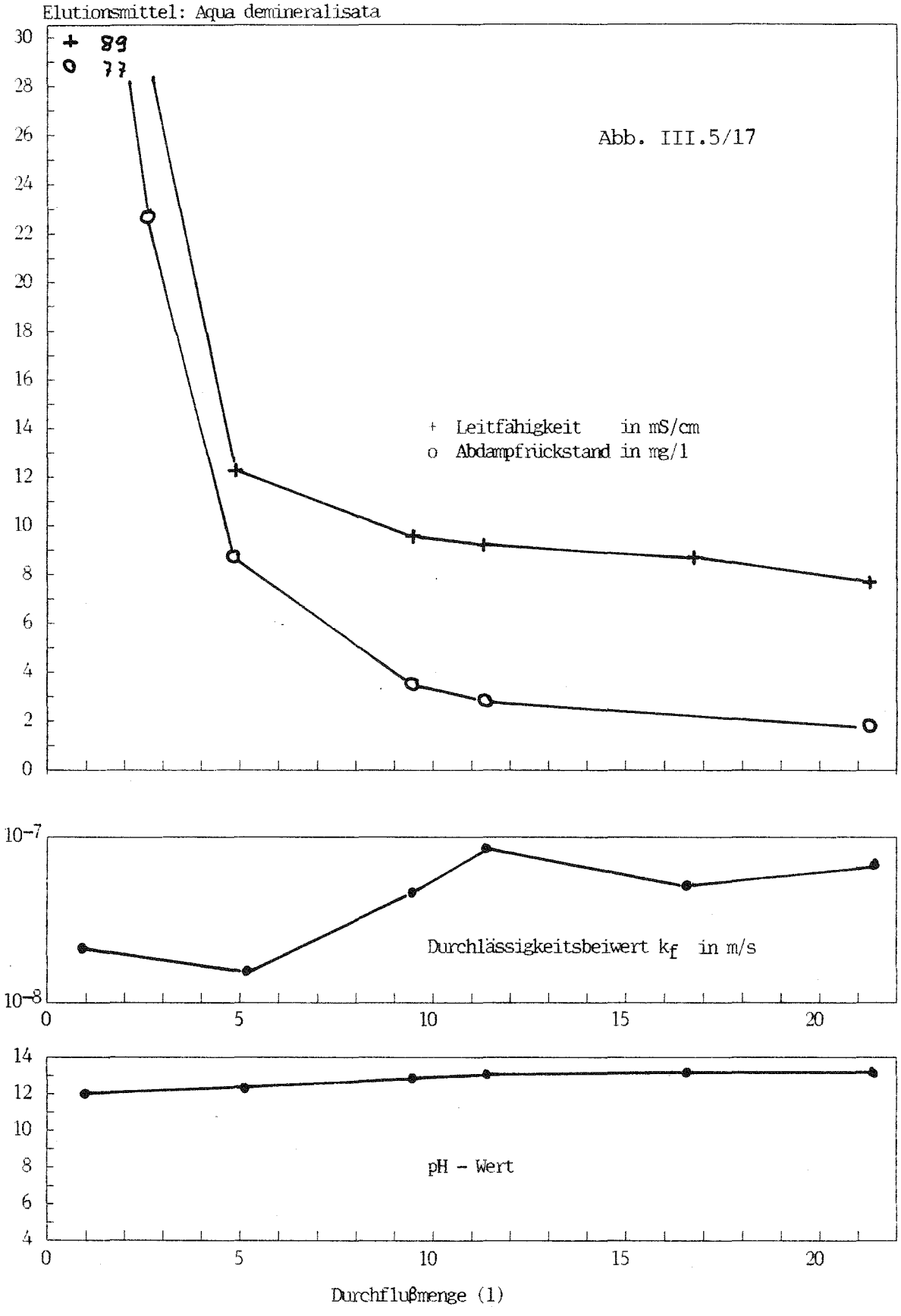
Druckelution an der unbehandelten Probe I-B

Elutionsmittel: Aqua demineralisata



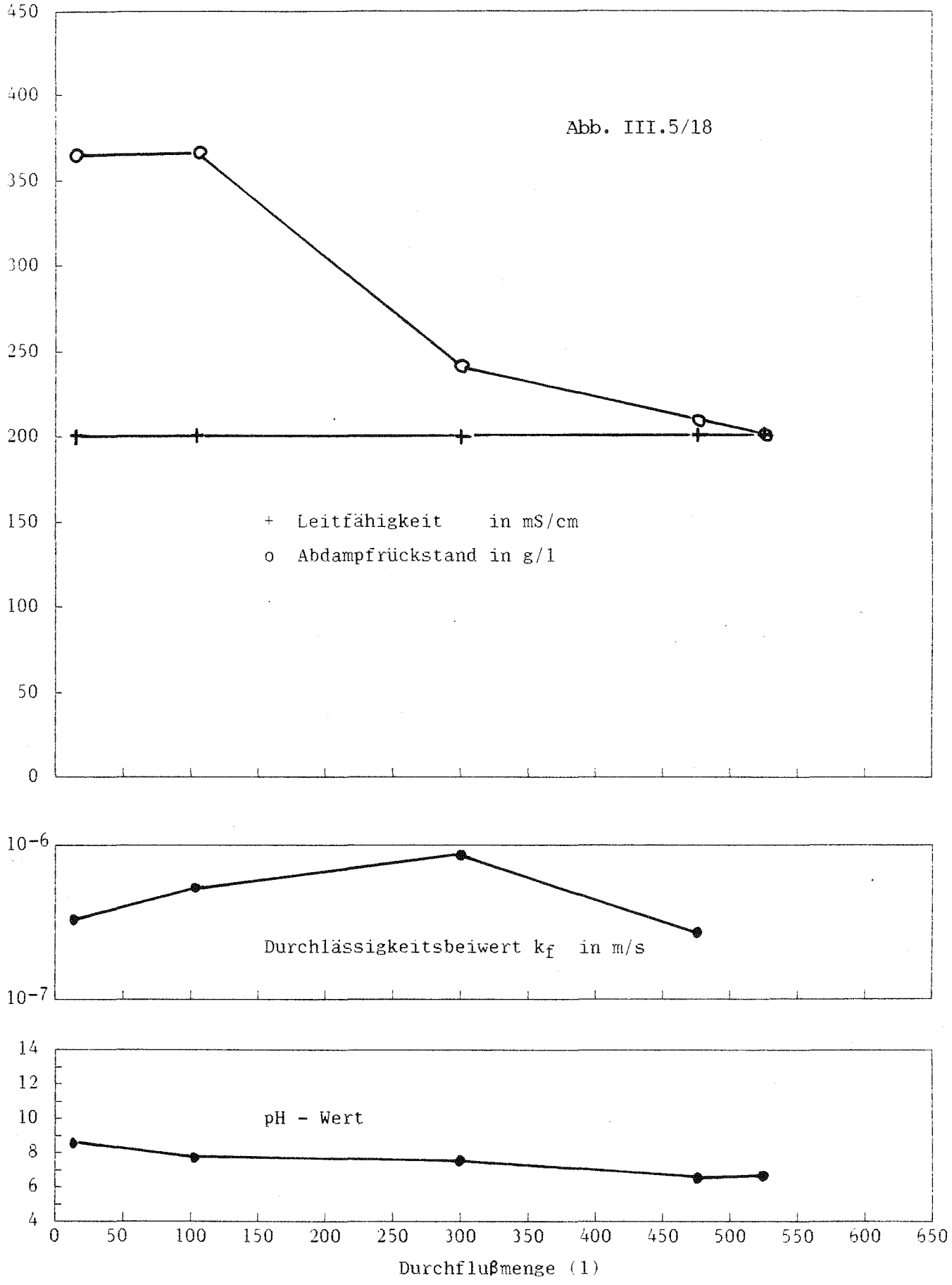
Druckelution an der unbehandelten Probe I-C

Elutionsmittel: Aqua demineralisata



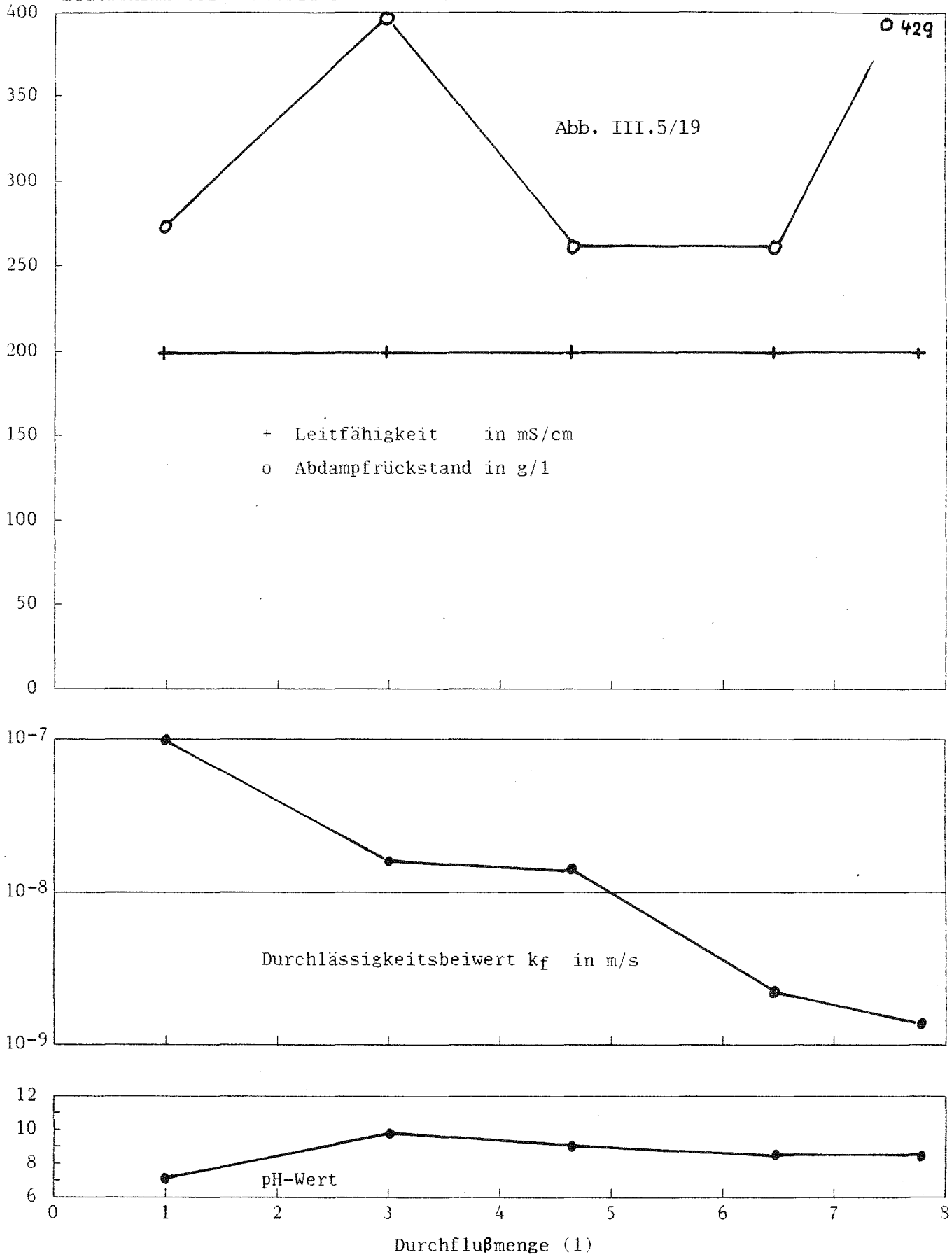
Druckelution an der unbehandelten Probe 1-A

Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser



Druckelution an der unbehandelten Probe 1-B

Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser



Druckelution an der unbehandelten Probe 1-C

Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

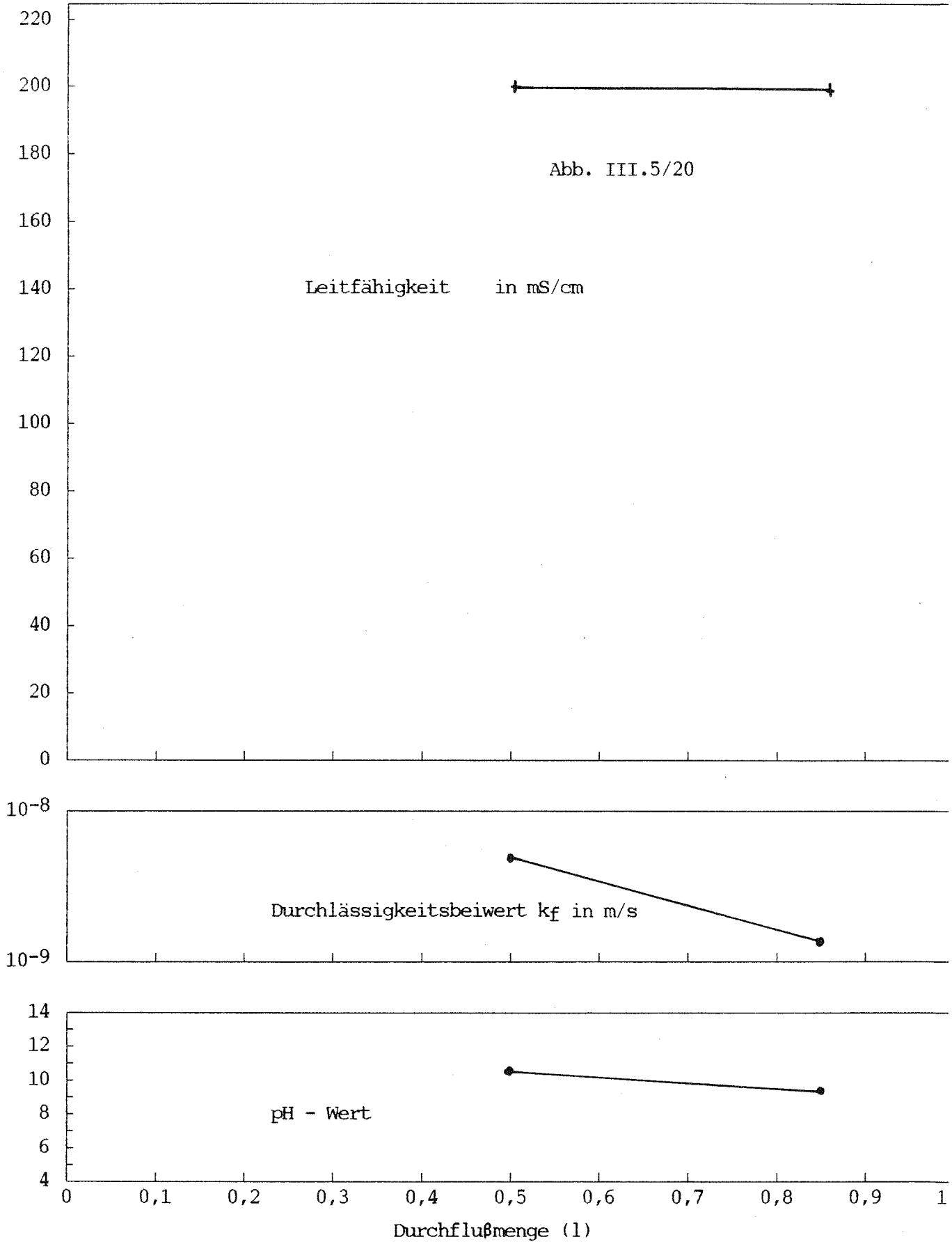
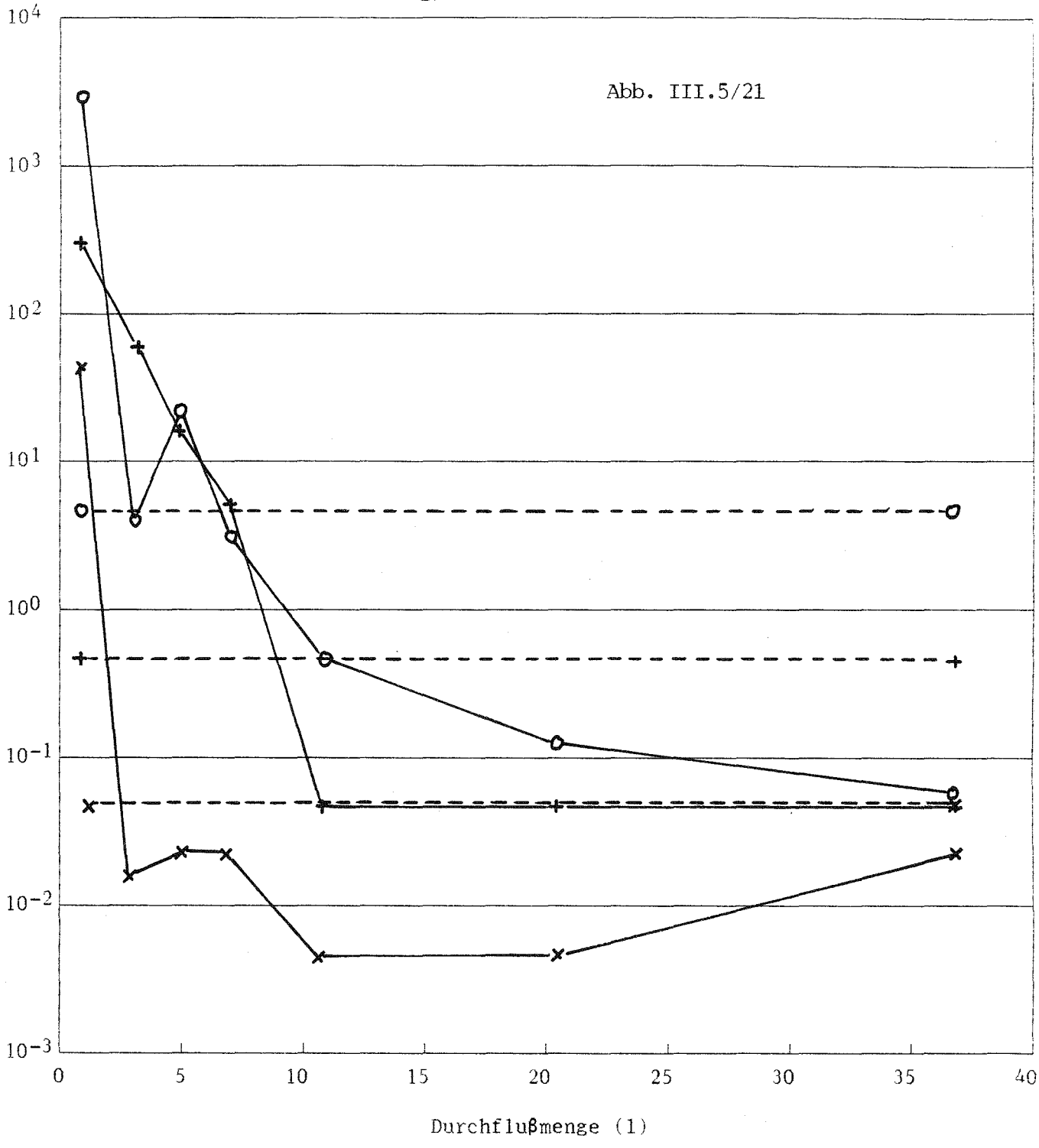


Abb. III.5/20

Druckelution an der unbehandelten Probe I-A

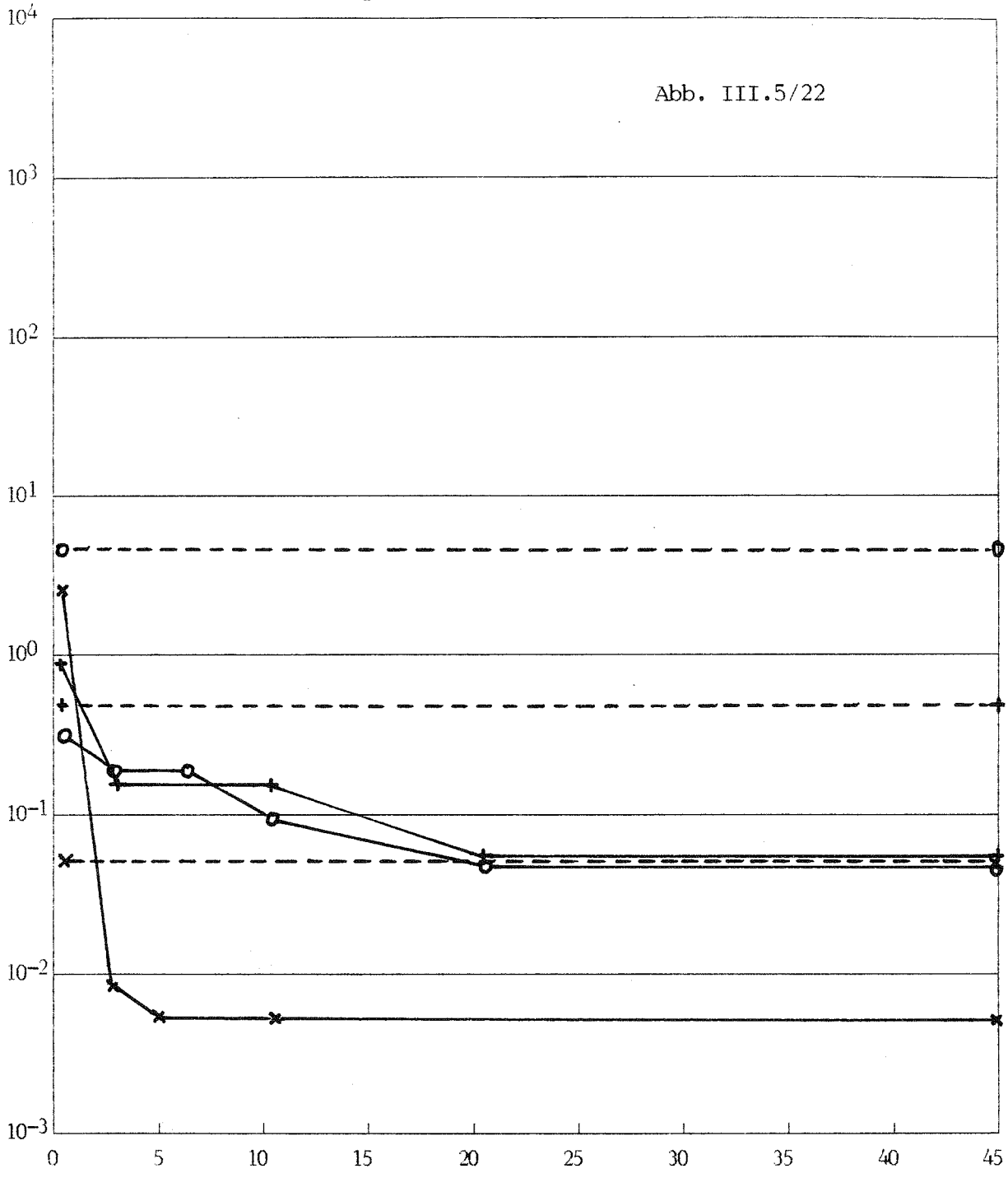
Elutions-Mittel: Aqua demineralisata
Elutions-Konzentrationen in mg/l



+———+ Pb - Gehalt im Eluat + - - - - + Richtwert Pb Deponieklasse 2
o———o Zn - Gehalt im Eluat o - - - - o Richtwert Zn Deponieklasse 2
x———x Cd - Gehalt im Eluat x - - - - x Richtwert Cd Deponieklasse 2

Druckelution an der unbehandelten Probe I-B

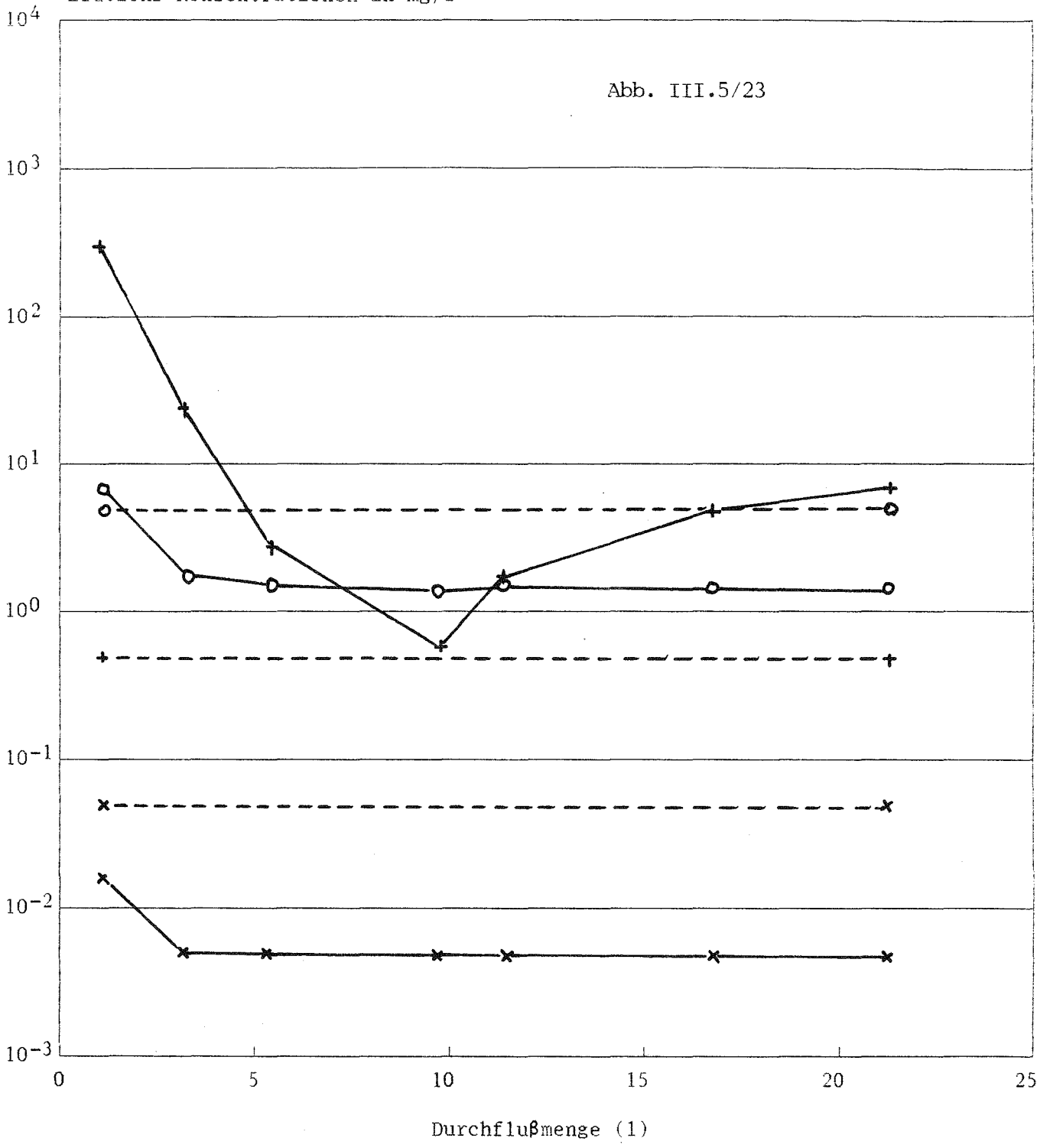
Elutions-Mittel: Aqua demineralisata
Elutions-Konzentrationen in mg/l



+———+ Pb - Gehalt im Eluat + - - - - + Richtwert Pb Deponieklasse 2
o———o Zn - Gehalt im Eluat o - - - - o Richtwert Zn Deponieklasse 2
x———x Cd - Gehalt im Eluat x - - - - x Richtwert Cd Deponieklasse 2

Druckelution an der unbehandelten Probe I-C

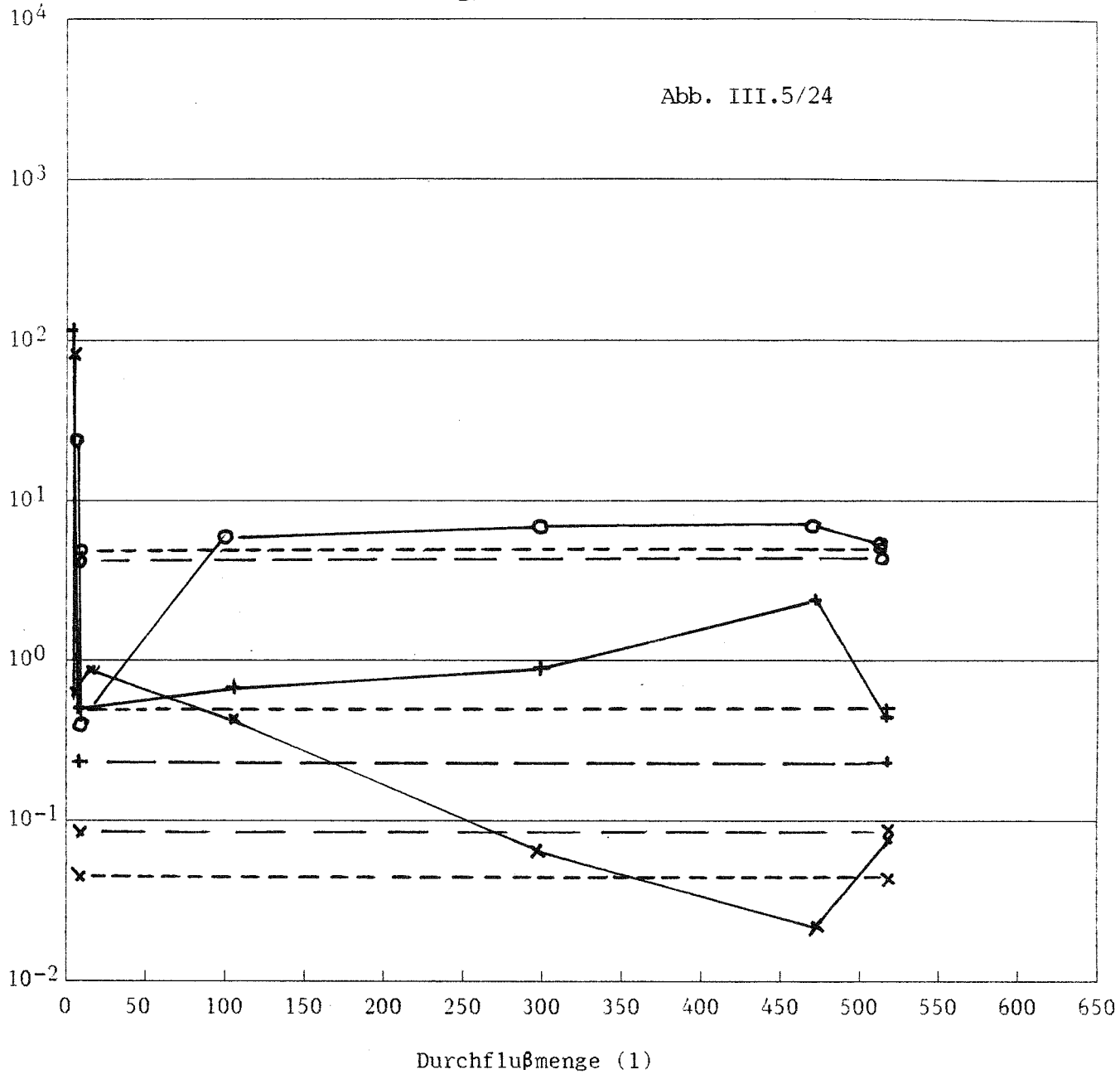
Elutions Mittel: Aqua demineralisata
Elutions-Konzentrationen in mg/l



+———+ Pb - Gehalt im Eluat + - - - - + Richtwert Pb Deponieklasse 2
o———o Zn - Gehalt im Eluat o - - - - o Richtwert Zn Deponieklasse 2
x———x Cd - Gehalt im Eluat x - - - - x Richtwert Cd Deponieklasse 2

Druckelution an der unbehandelten Probe 1-A

Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser
Elutions-Konzentrationen in mg/l



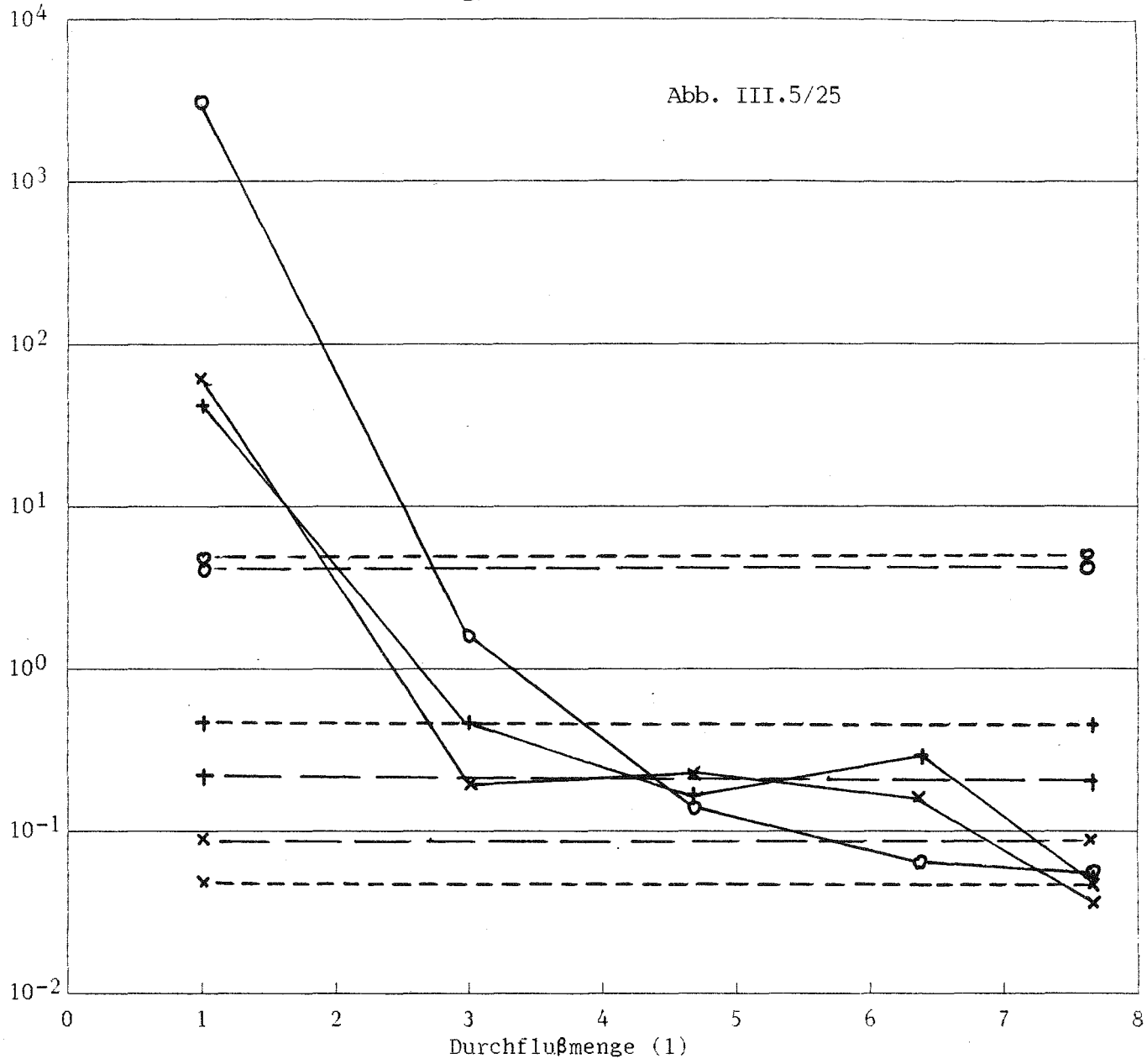
+————————+ Pb - Gehalt im Eluat
+— — — — + Pb - Gehalt im Eluens
+ - - - - - + Richtwert Pb Deponieklasse 2

o————————o Zn - Gehalt im Eluat
o— — — — o Zn - Gehalt im Eluens
o - - - - - o Richtwert Zn Deponieklasse 2

x————————x Cd - Gehalt im Eluat
x— — — — x Cd - Gehalt im Eluens
x - - - - - x Richtwert Cd Deponieklasse 2

Druckelution an der unbehandelten Probe 1-B

Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser
Elutions-Konzentrationen in mg/l



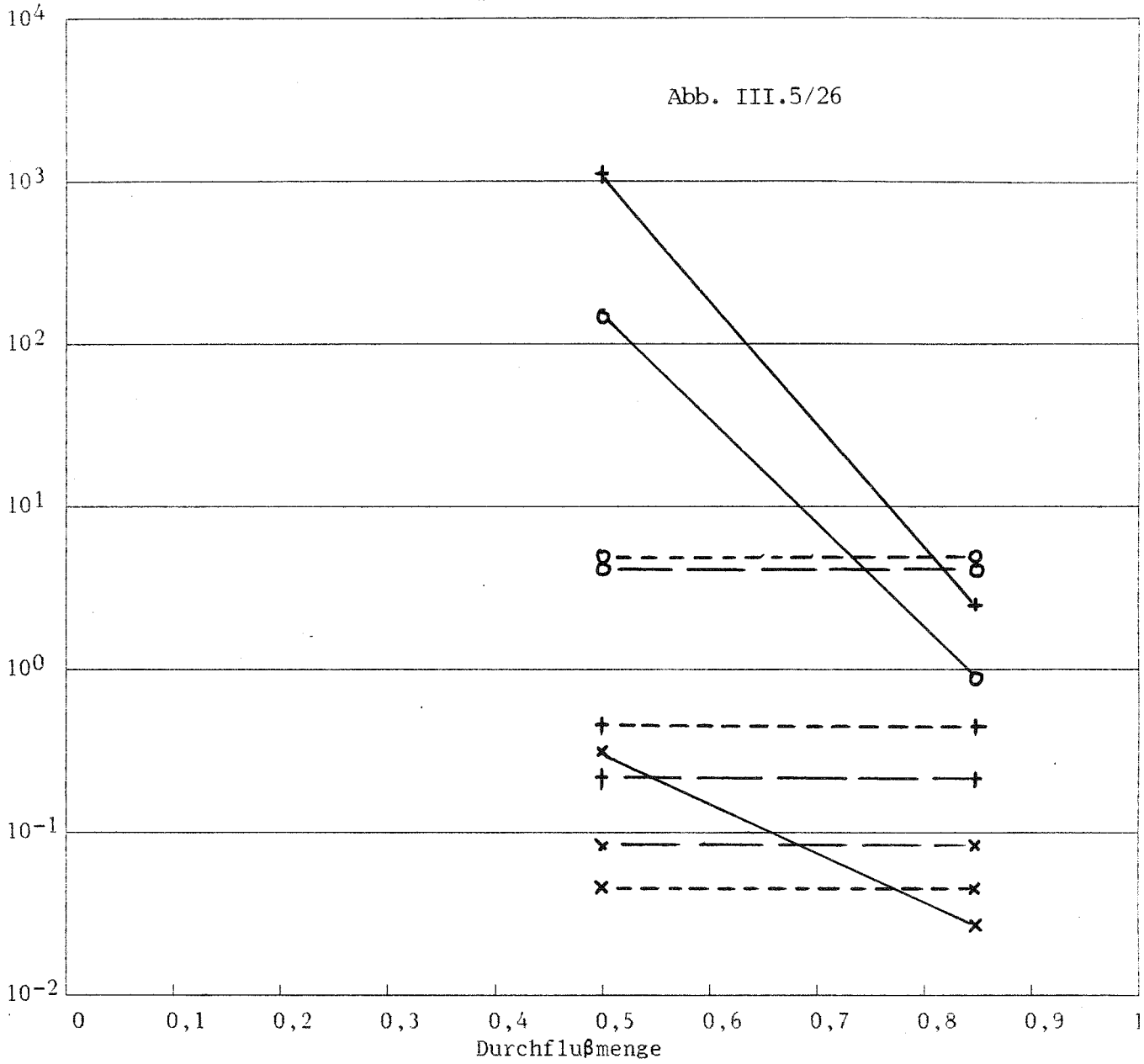
+————————+ Pb - Gehalt im Eluat
+— — — — + Pb - Gehalt im Eluens
+ - - - - + Richtwert Pb Deponieklasse 2

o————————o Zn - Gehalt im Eluat
o— — — — o Zn - Gehalt im Eluens
o - - - - o Richtwert Zn Deponieklasse 2

x————————x Cd - Gehalt im Eluat
x— — — — x Cd - Gehalt im Eluens
x - - - - x Richtwert Cd Deponieklasse 2

Druckelution an der unbehandelten Probe 1-C

Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser
Elutions-Konzentrationen in mg/l



+————————+ Pb - Gehalt im Eluat
+— — — — + Pb - Gehalt im Eluens
+ - - - - + Richtwert Pb Deponieklasse 2

o————————o Zn - Gehalt im Eluat
o— — — — o Zn - Gehalt im Eluens
o - - - - o Richtwert Zn Deponieklasse 2

x————————x Cd - Gehalt im Eluat
x— — — — x Cd - Gehalt im Eluens
x - - - - x Richtwert Cd Deponieklasse 2

Druckelutionen an vorbehand.Proben I-A

Elutionsmittel : Chloridwasser

Durchlaufmengen versus Durchlaufzeit

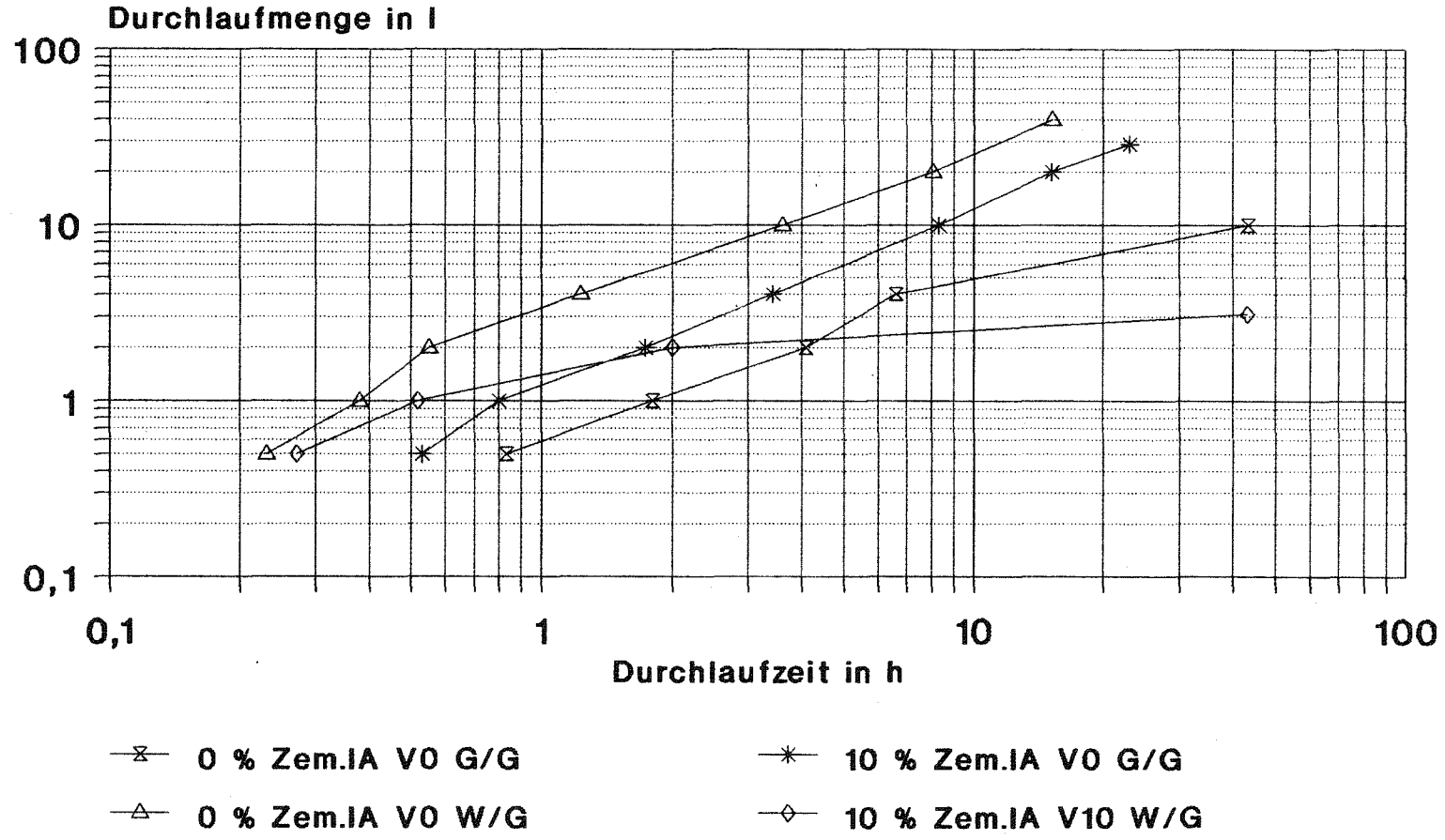


Abb.III.5/27

Druckelutionen an vorbehand.Proben I-C

Elutionsmittel : Chloridwasser

Durchlaufmengen versus Durchlaufzeit

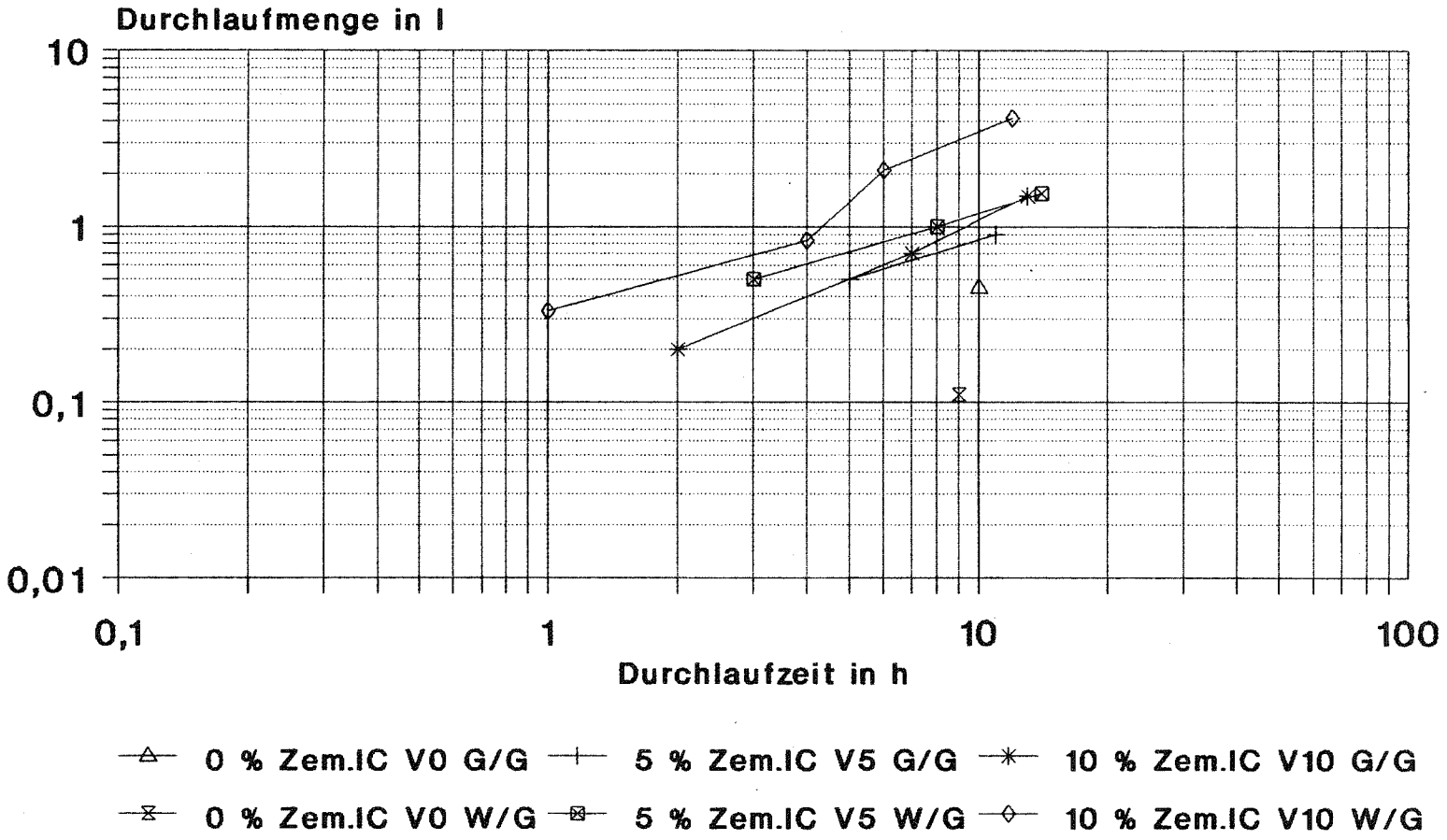
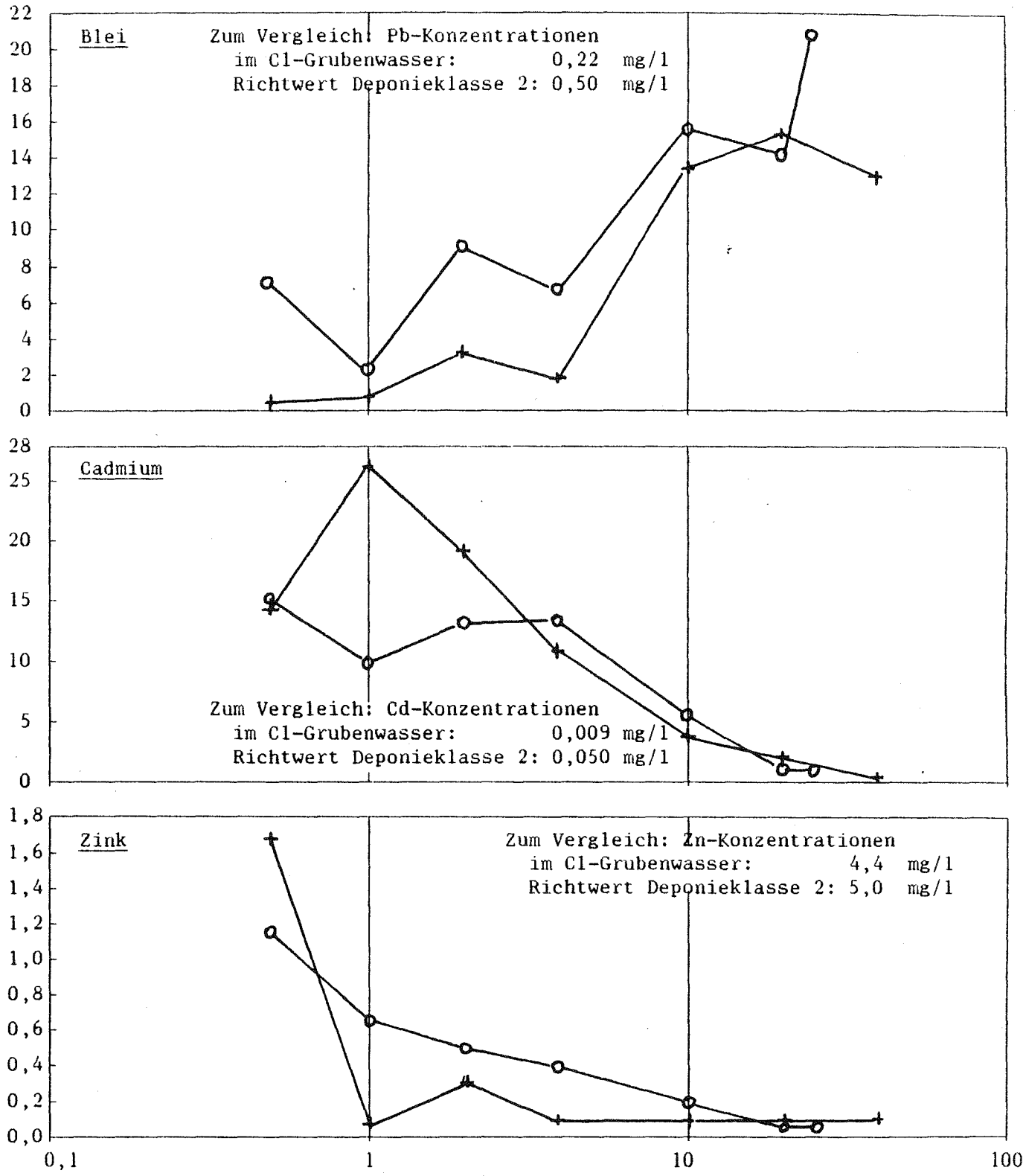


Abb.III.5/28

Druckelutionen an vorbehandelten Proben I-A — Abb. III.5/29
Verfestigung mit Wasser und mit Cl-Grubenwasser
Zement-Zugabe: 0 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Elutions-Konzentrationen in mg/l:



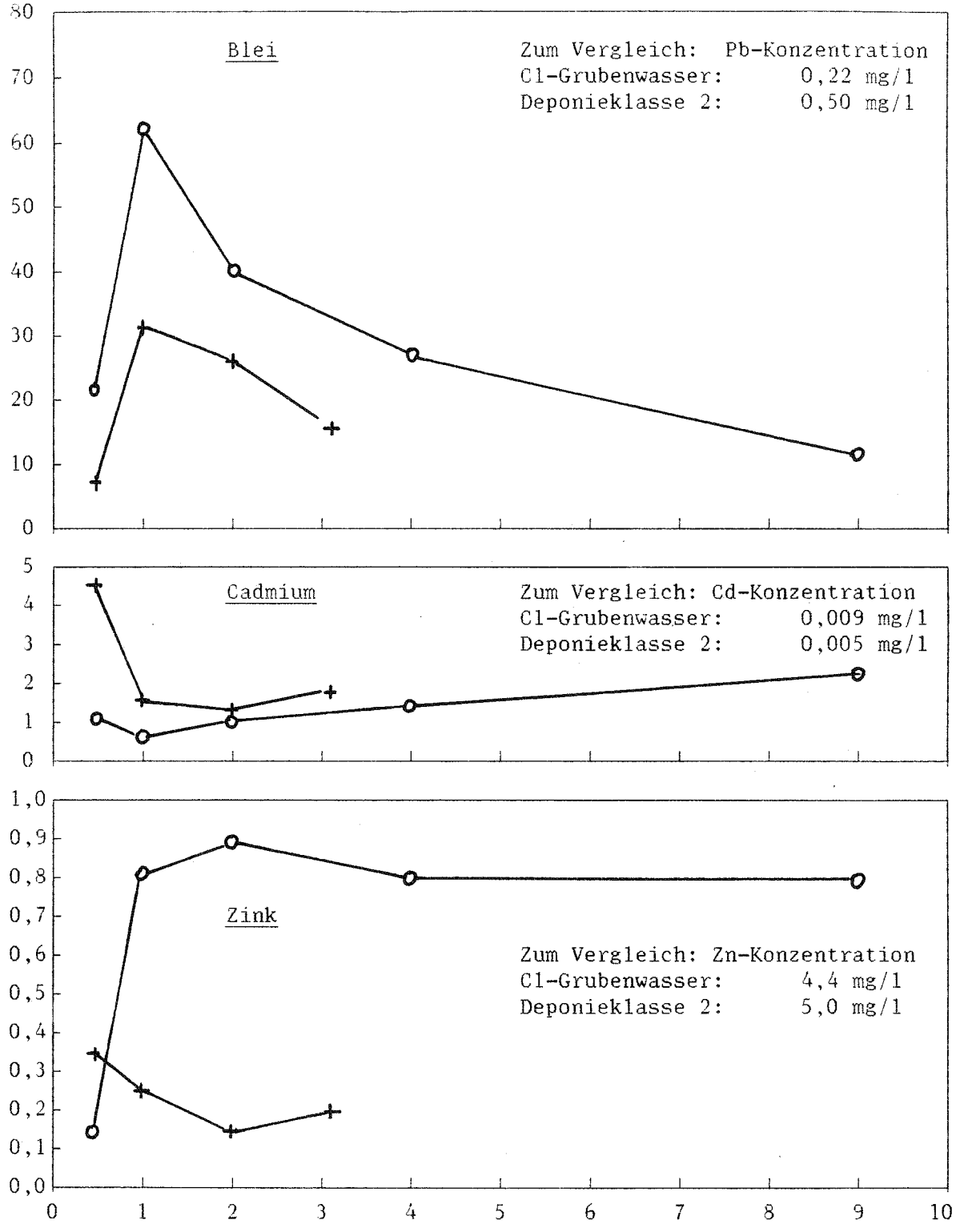
+———+ Proben verfestigt mit Wasser: I-A VO W/G

o———o Proben verfestigt mit Cl-Grubenwasser: I-A VO G/G

Abb. III.5/30

Druckelutionen an vorbehandelten Proben I-A
Verfestigung mit Wasser und Cl-Grubenwasser
Zement-Zugabe: 10 %
Elutions-Mittel: Cl-Grubenwasser

Elutions-Konzentrationen in mg/l



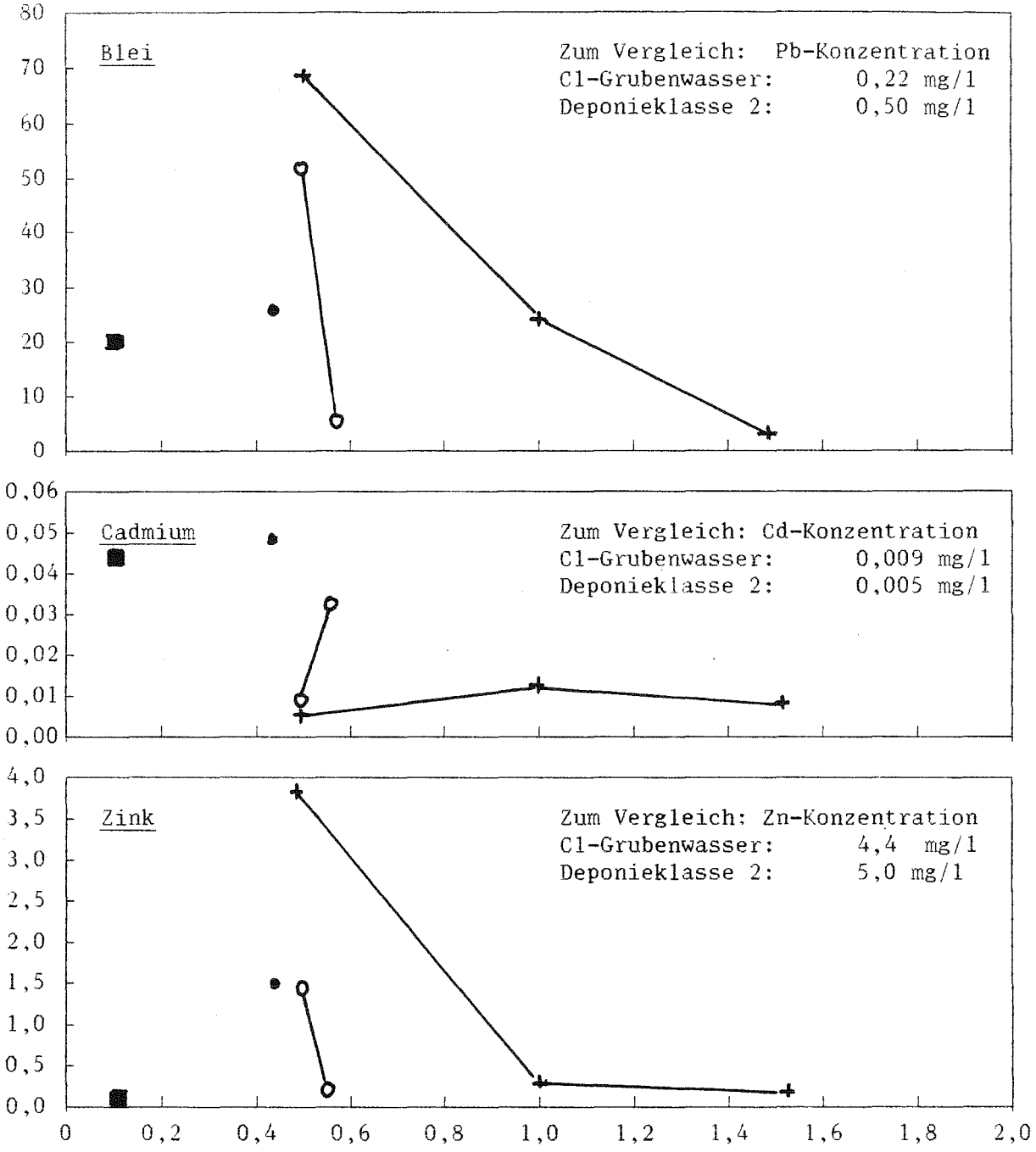
Durchflußmenge (l)

+———+ Proben verfestigt mit Wasser I-A V10 W/G
o———o Proben verfestigt mit Cl-Wasser I-A V10 G/G

Abb. III.5/31

Druckelutionen an vorbehandelten Proben I-C
Verfestigung mit Wasser und Cl-Grubenwasser
Zementzugabe 0 und 5 %
Elutions-Mittel: Cl-Grubenwasser

Elutions-Konzentrationen in mg/l

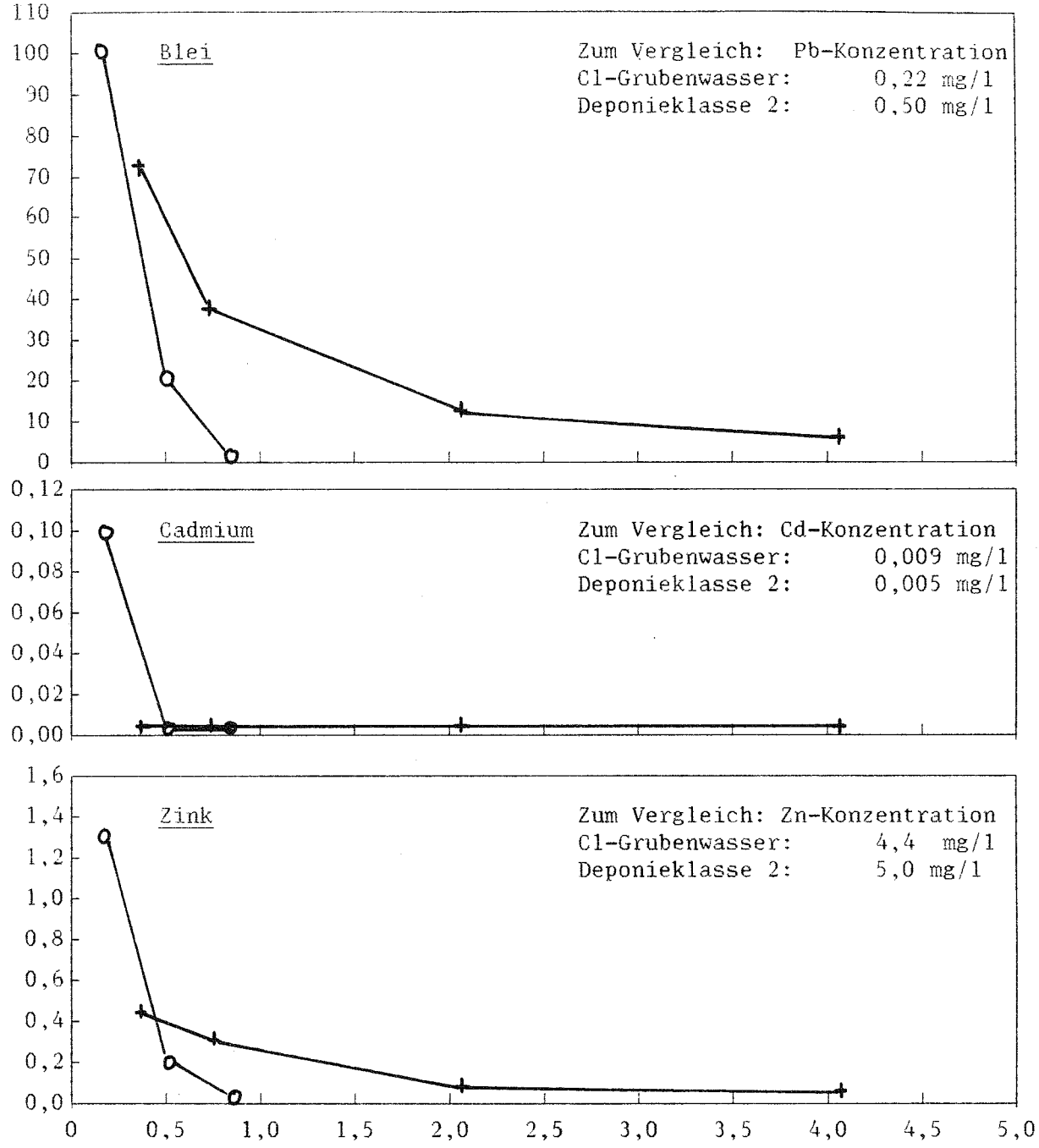


■ (1 Wert) Probe verfestigt mit Wasser ohne Zement I-C V0 W/G
• (1 Wert) Probe verfestigt mit Cl-Wasser ohne Zement I-C V0 G/G
+——+ Proben verfestigt mit Wasser mit 5 % Zement I-C V5 W/G
o——o Proben verfestigt mit Cl-Wasser 5 % Zement I-C V5-G/G

Abb. III.5/32

Druckelutionen an vorbehandelten Proben I-C
Verfestigung mit Wasser und Cl-Grubenwasser
Zementzugabe 10 %
Elutions-Mittel: Cl-Grubenwasser

Elutions-Konzentrationen in mg/l



+———+ Proben verfestigt mit Wasser mit 10 % Zement I-C V10 W/G

o———o Proben verfestigt mit Cl-Wasser 10 % Zement I-C V10-G/G

Druckelution an vorbehandelt. Proben I-A

Verfestigung m.Wasser,Elut.-Mittel: Cl-W
Zementzugabe 0 oder 10 %

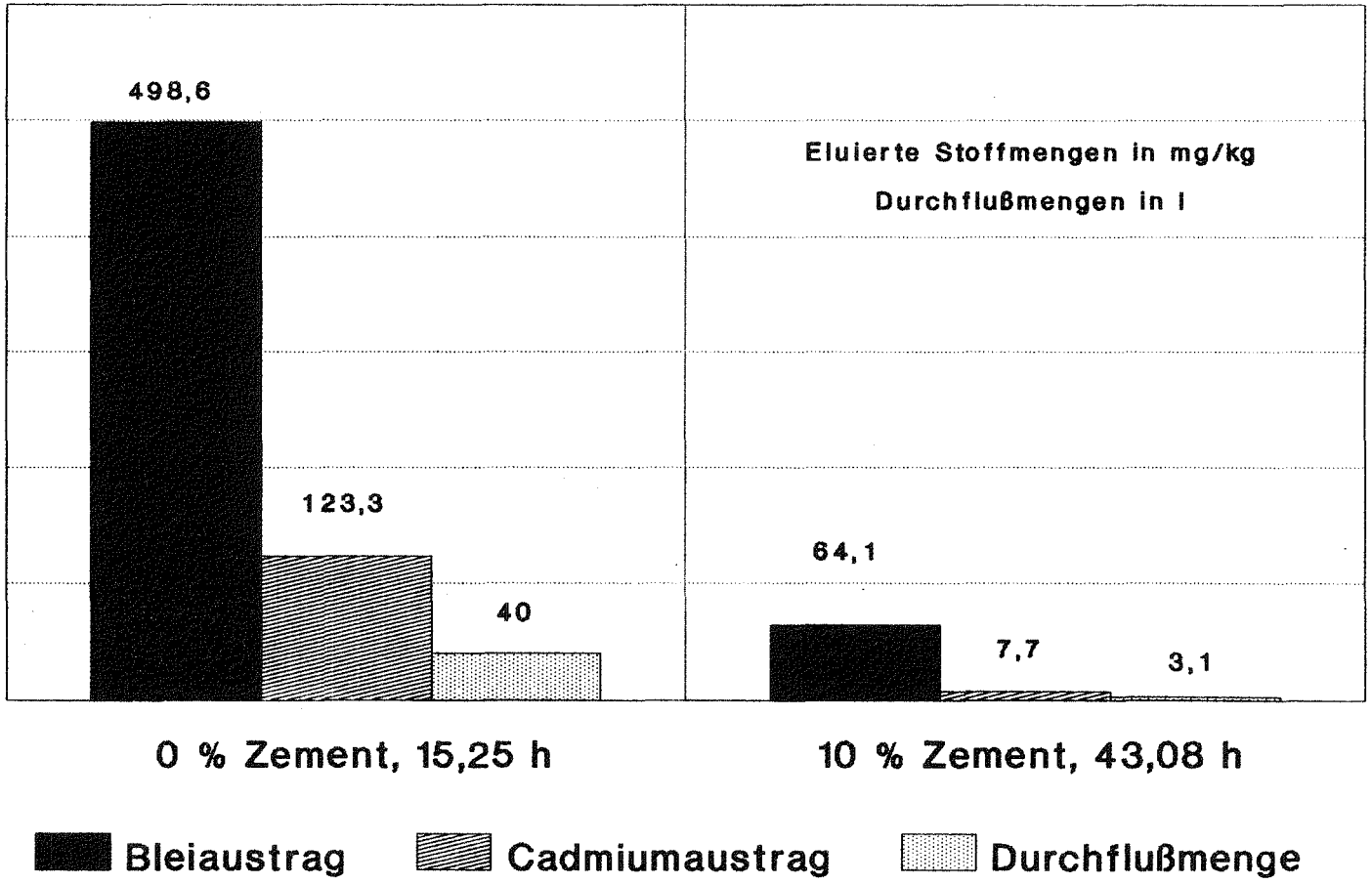


Abb.III.5/33

Druckelution an vorbehandelt. Proben I-C

Verfestigung m.Wasser,Elut.-Mittel: Cl-W
Zementzugabe 0, 5 oder 10 %

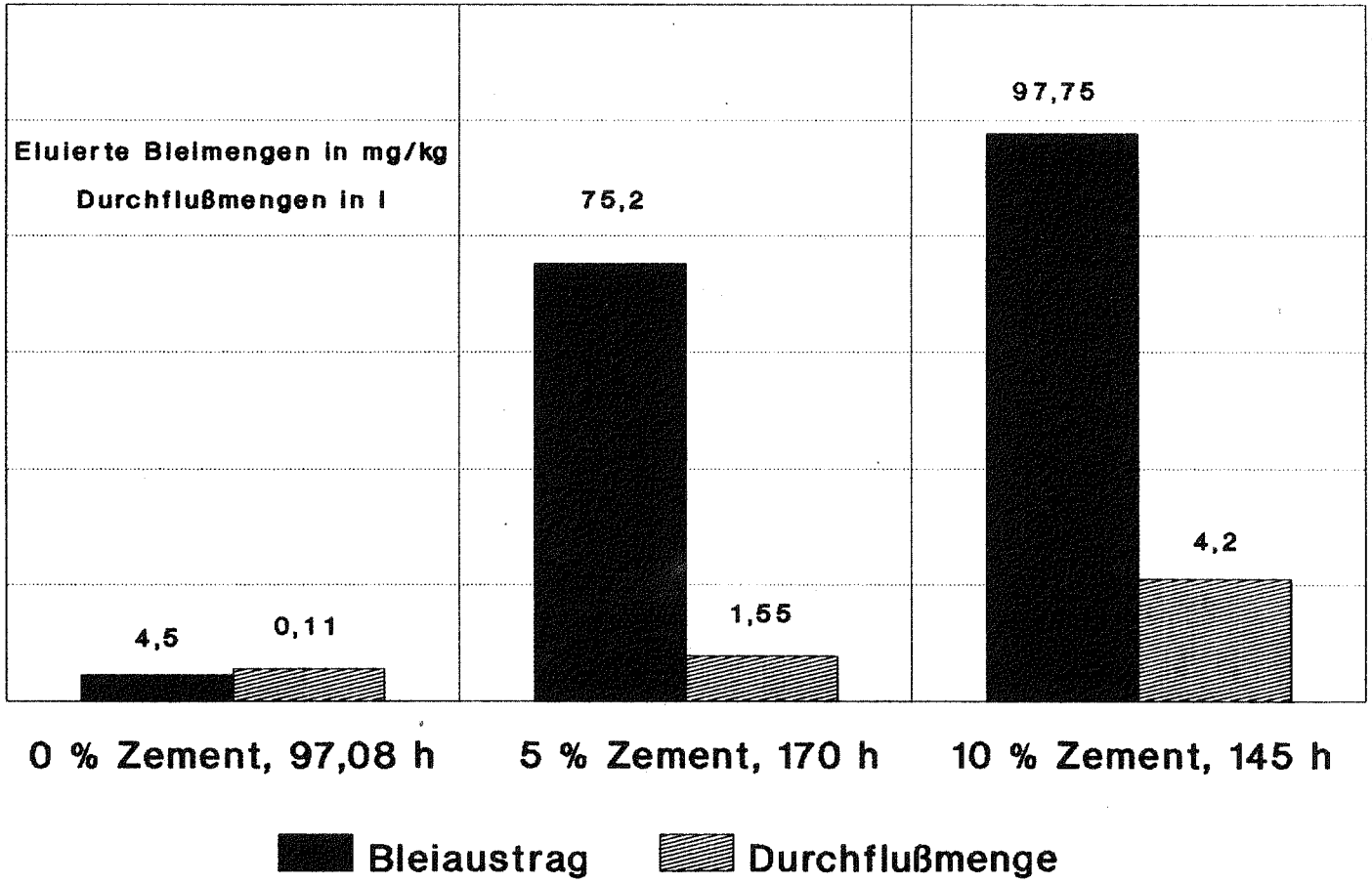


Abb.III.5/34

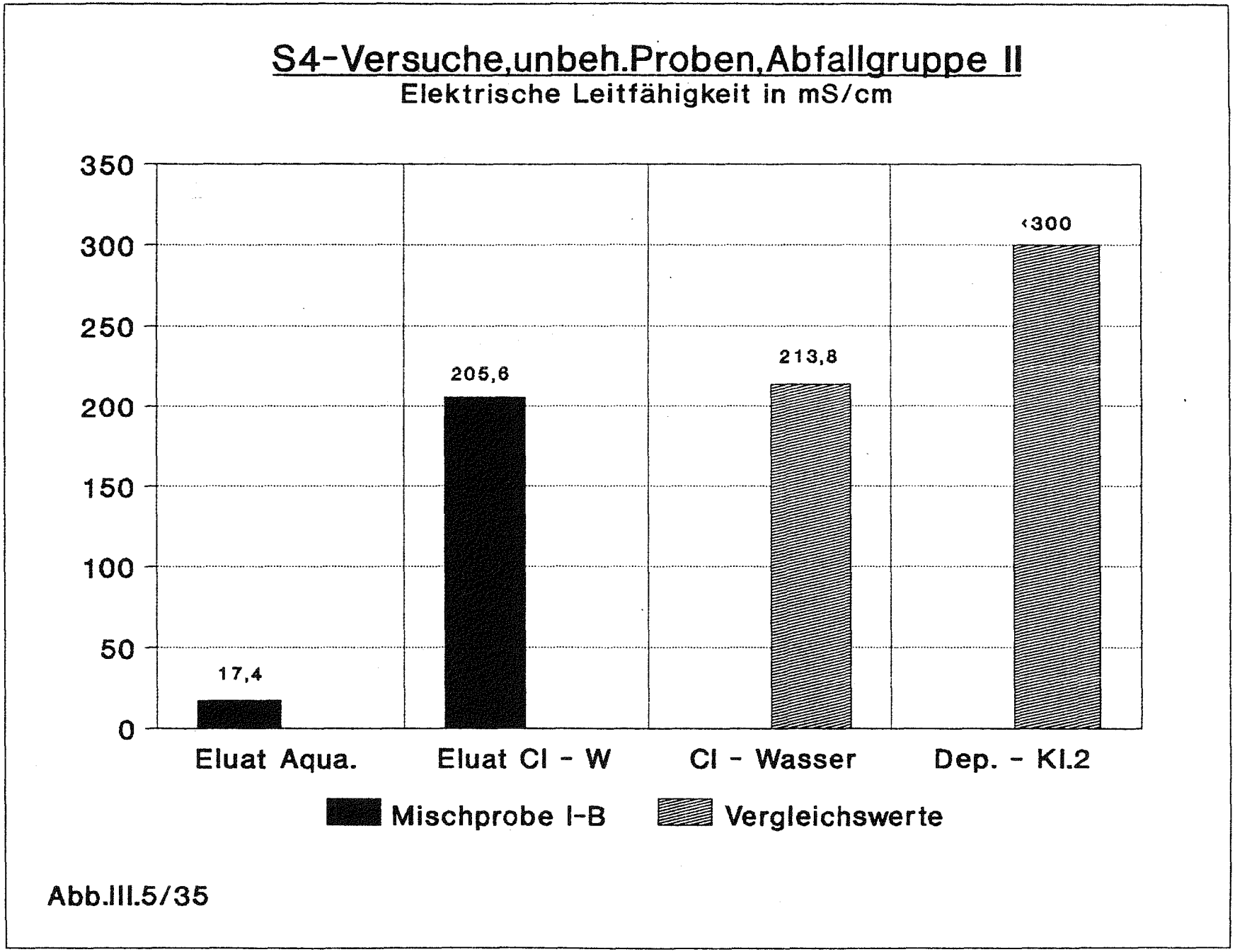

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe II
Elektrische Leitfähigkeit in mS/cm
350
300
250
200
150
100
50
0
17,4
205,6
213,8
‹300
Eluat Aqua.
Eluat Cl - W
Cl - Wasser
Dep. - Kl.2
Mischprobe I-B
Vergleichswerte

Abb.III.5/35

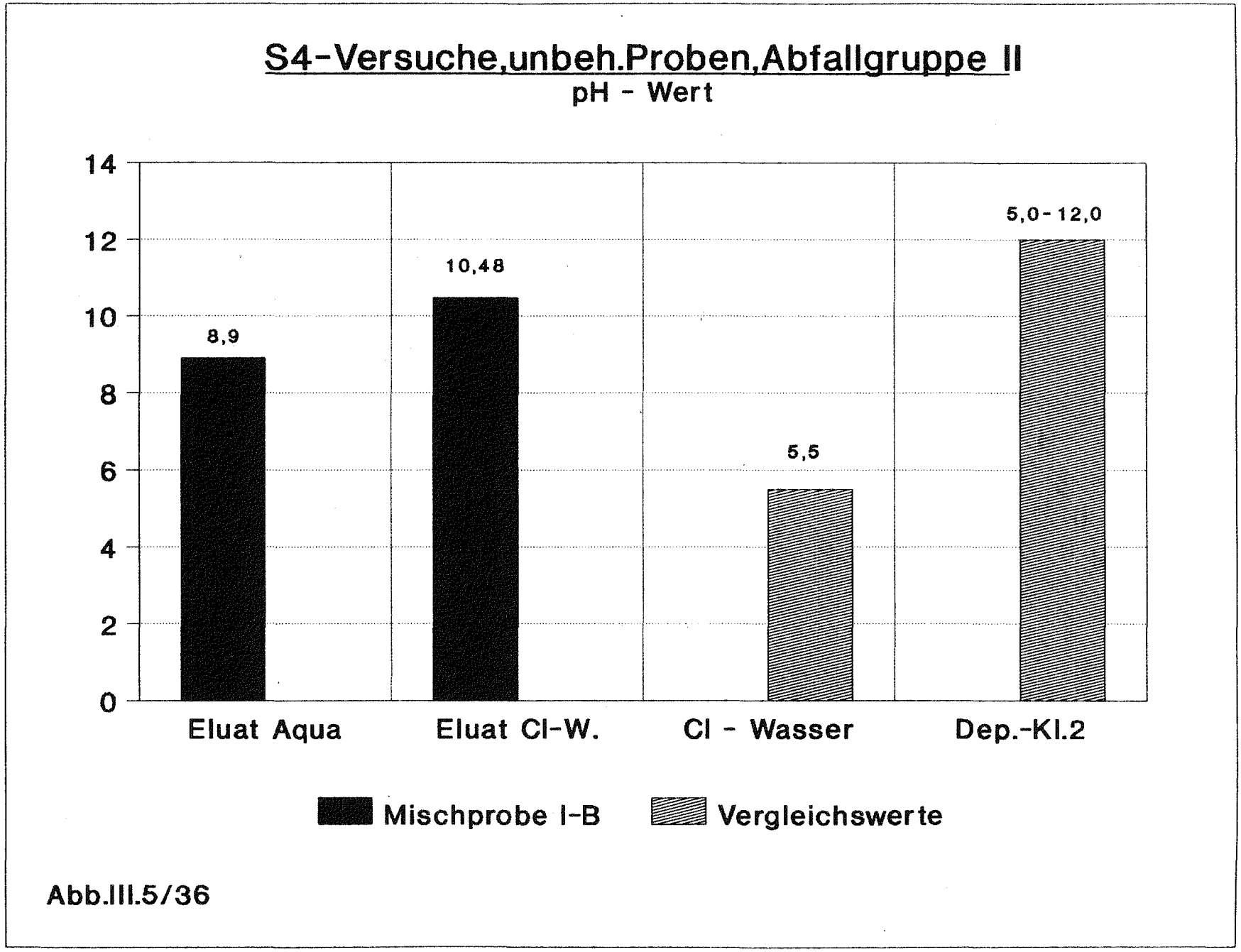

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe II
pH - Wert
14
12
10
8
6
4
2
0
8,9
10,48
5,5
5,0 - 12,0
Eluat Aqua
Eluat Cl-W.
Cl - Wasser
Dep.-Kl.2
Mischprobe I-B
Vergleichswerte

Abb.III.5/36

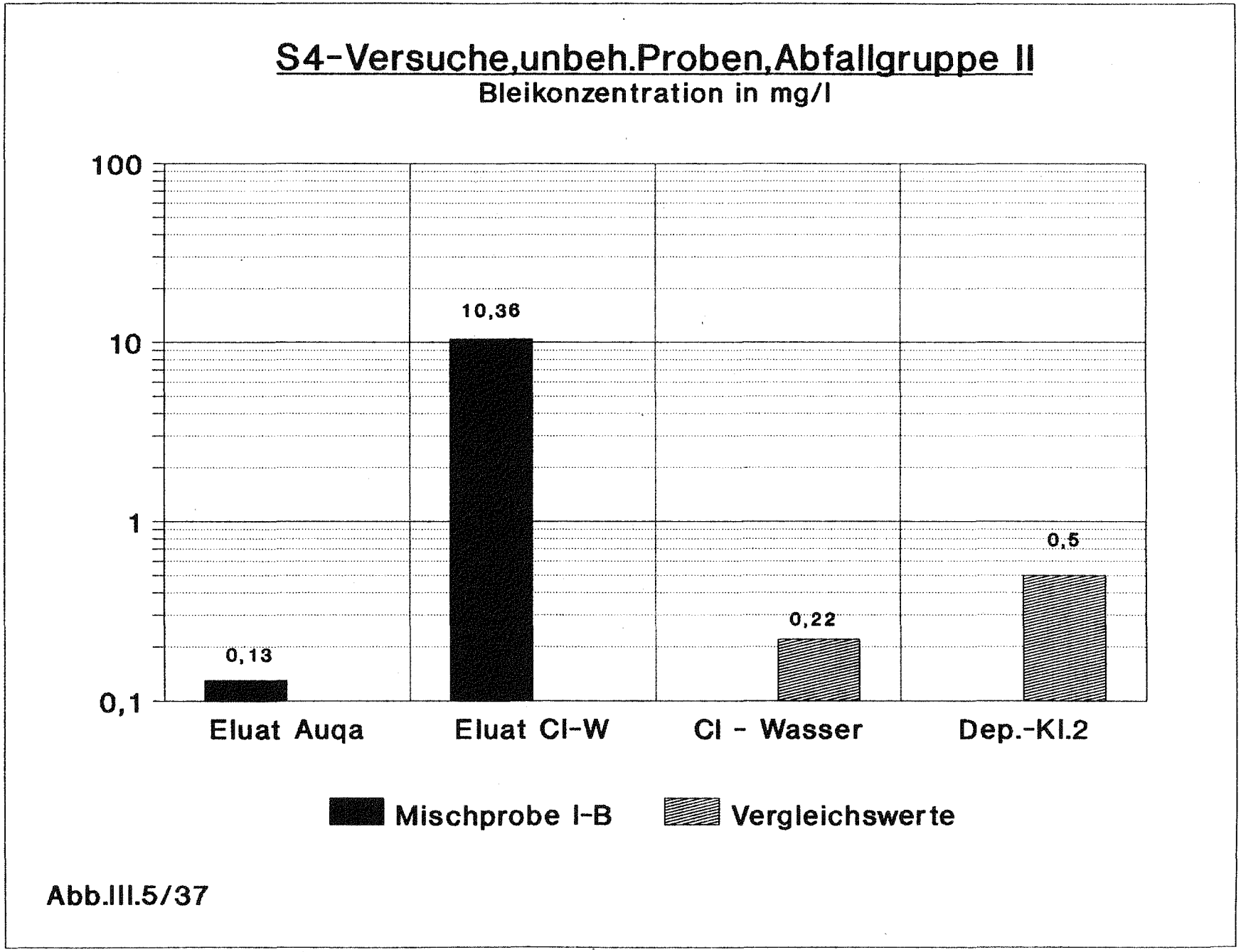

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe II
Bleikonzentration in mg/l
100
10
1
0,1
10,36
0,13
0,22
0,5
Eluat Auqa
Eluat Cl-W
Cl - Wasser
Dep.-Kl.2
Mischprobe I-B
Vergleichswerte

Abb.III.5/37

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe II

Cadmiumkonzentration in mg/l

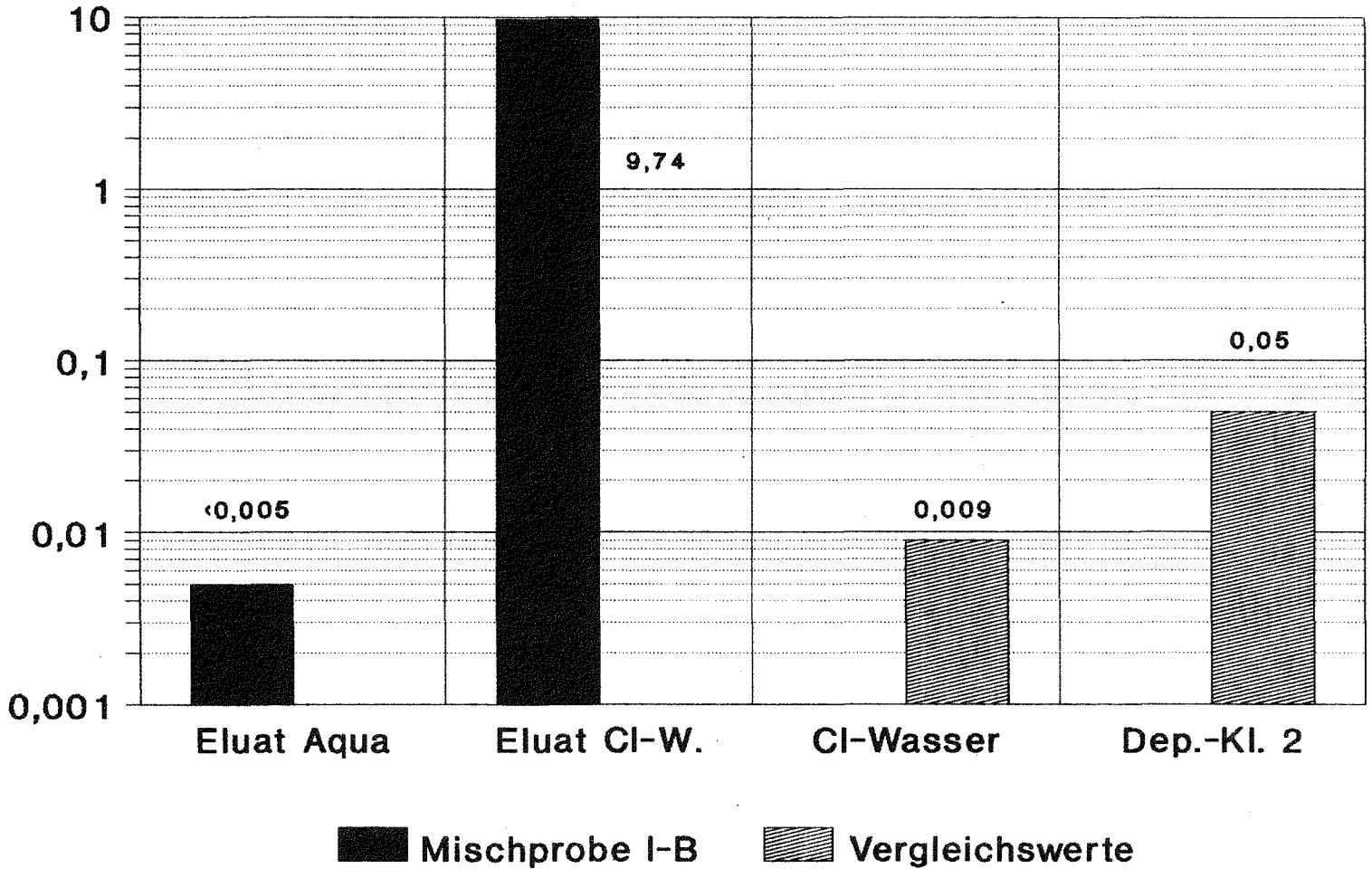


Abb.III.5/38

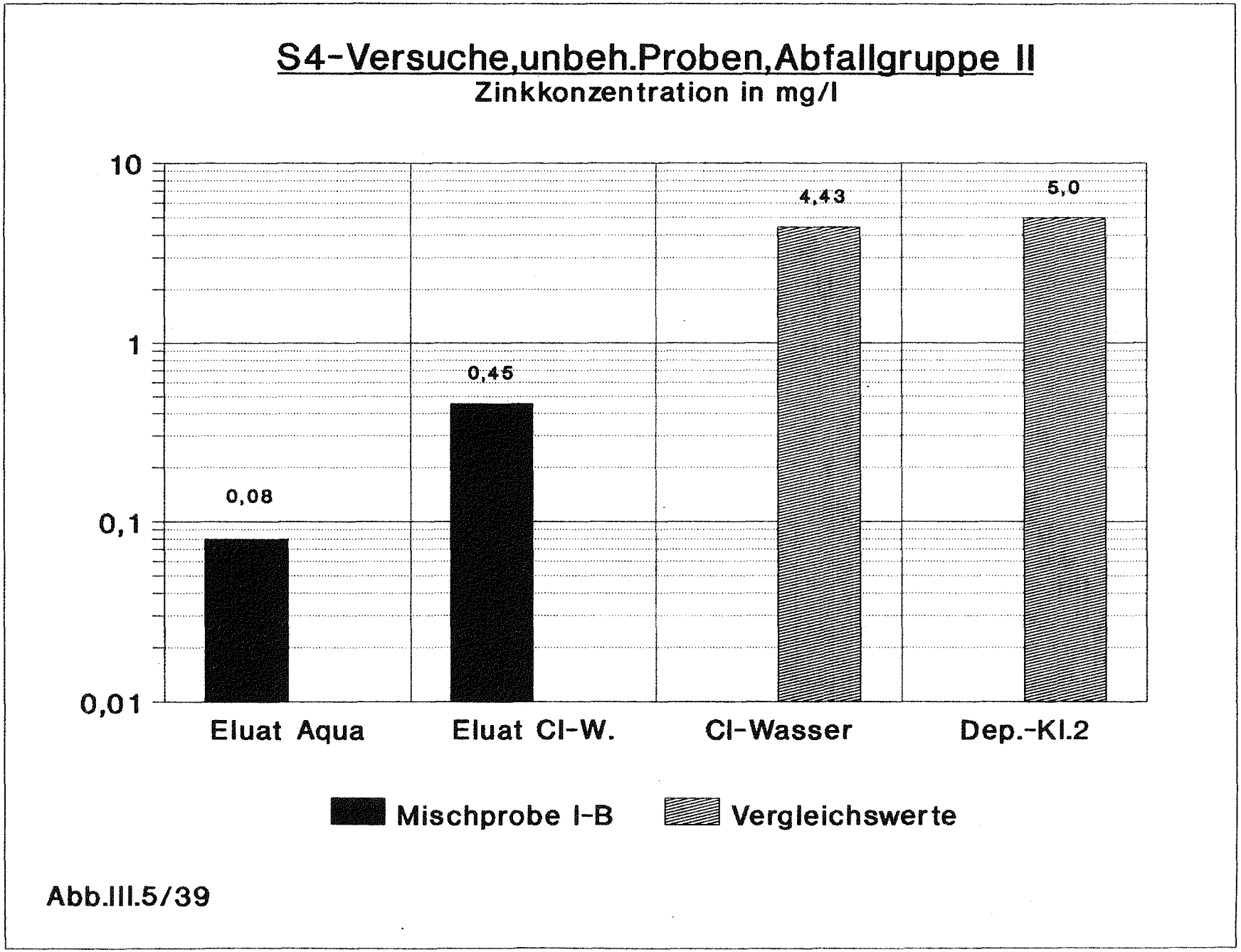
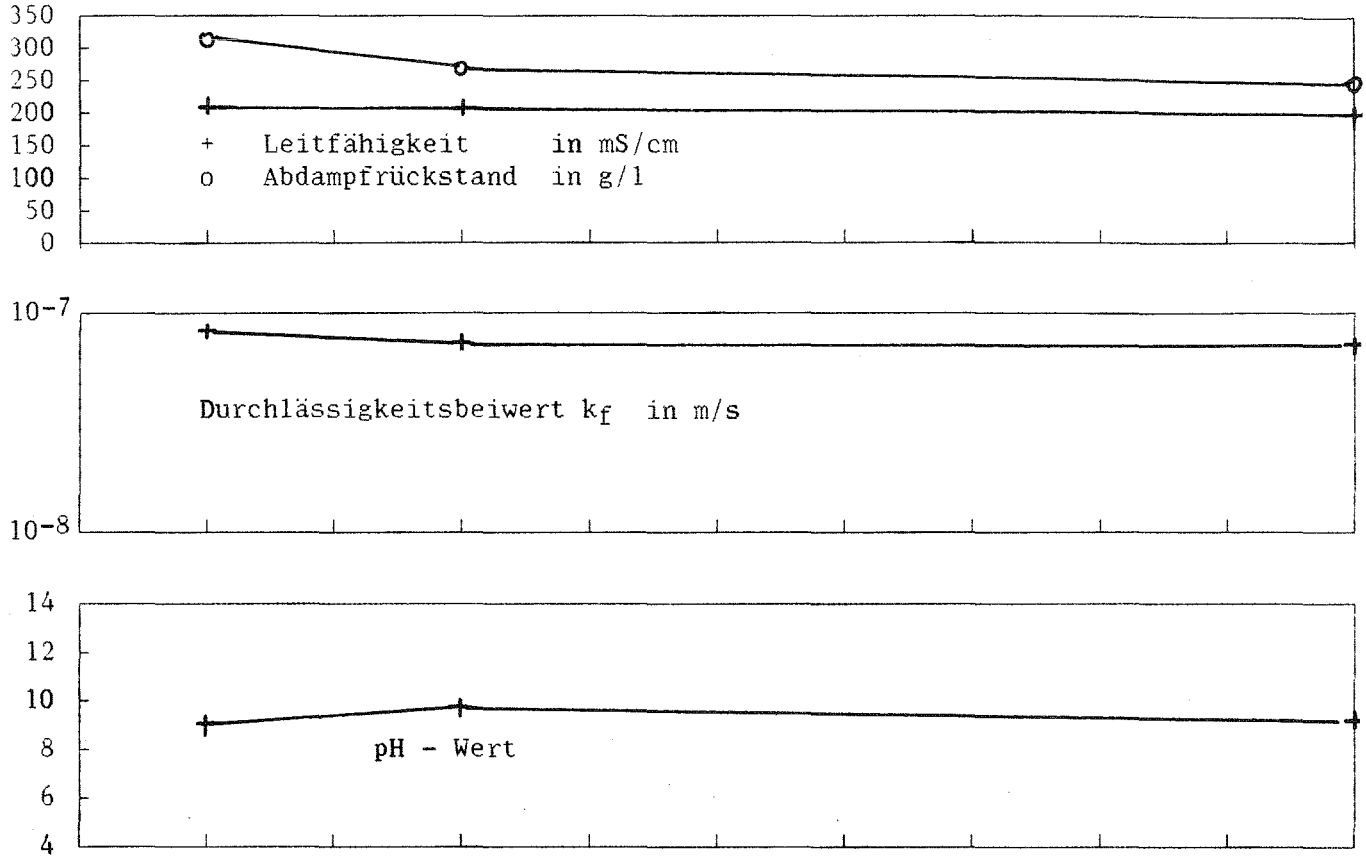

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe II
Zinkkonzentration in mg/l
10
1
0,1
0,01
0,08
0,45
4,43
5,0
Eluat Aqua
Eluat Cl-W.
Cl-Wasser
Dep.-Kl.2
Mischprobe I-B
Vergleichswerte

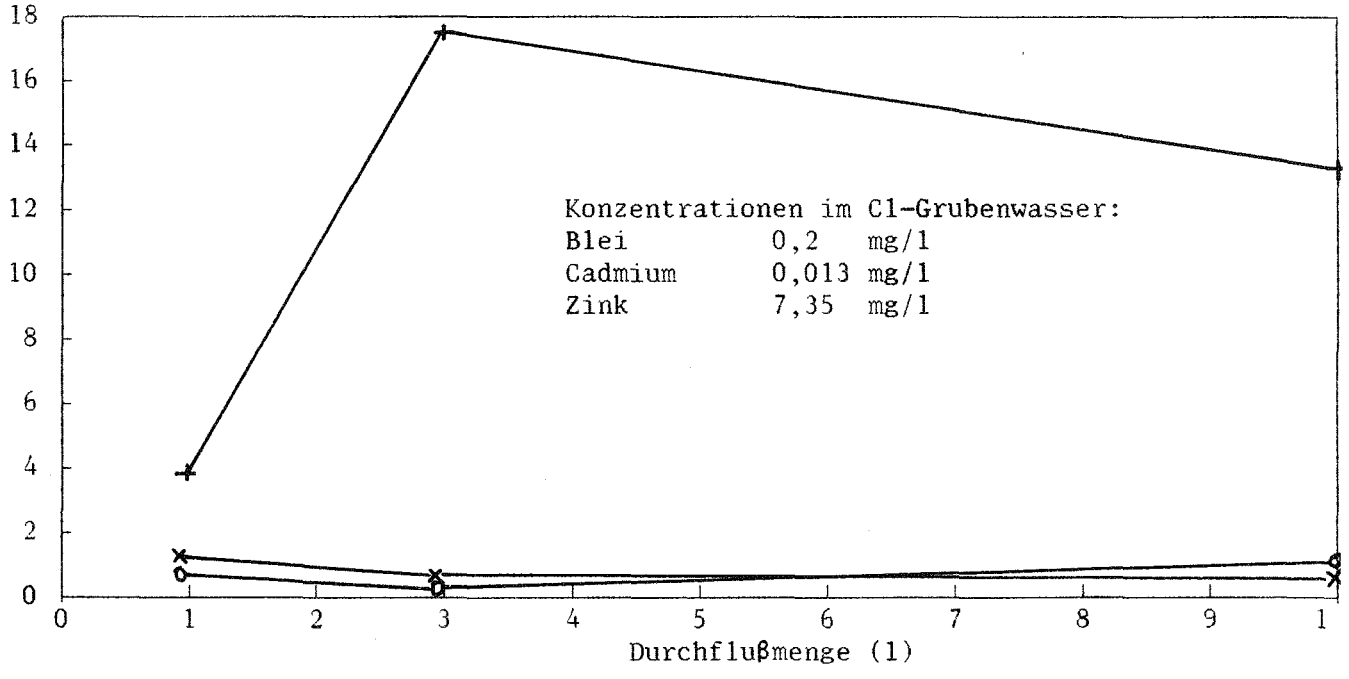
Abb.III.5/39

Druckelution an der vorbehandelten Probe 1I-M
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/40



Elutions-Konzentrationen in mg/1: +———+ Blei o———o Cadmium x———x Zink



S4-Versuche,Mischprobe,Abfallgruppe III

Elektrische Leitfähigkeit in mS/cm

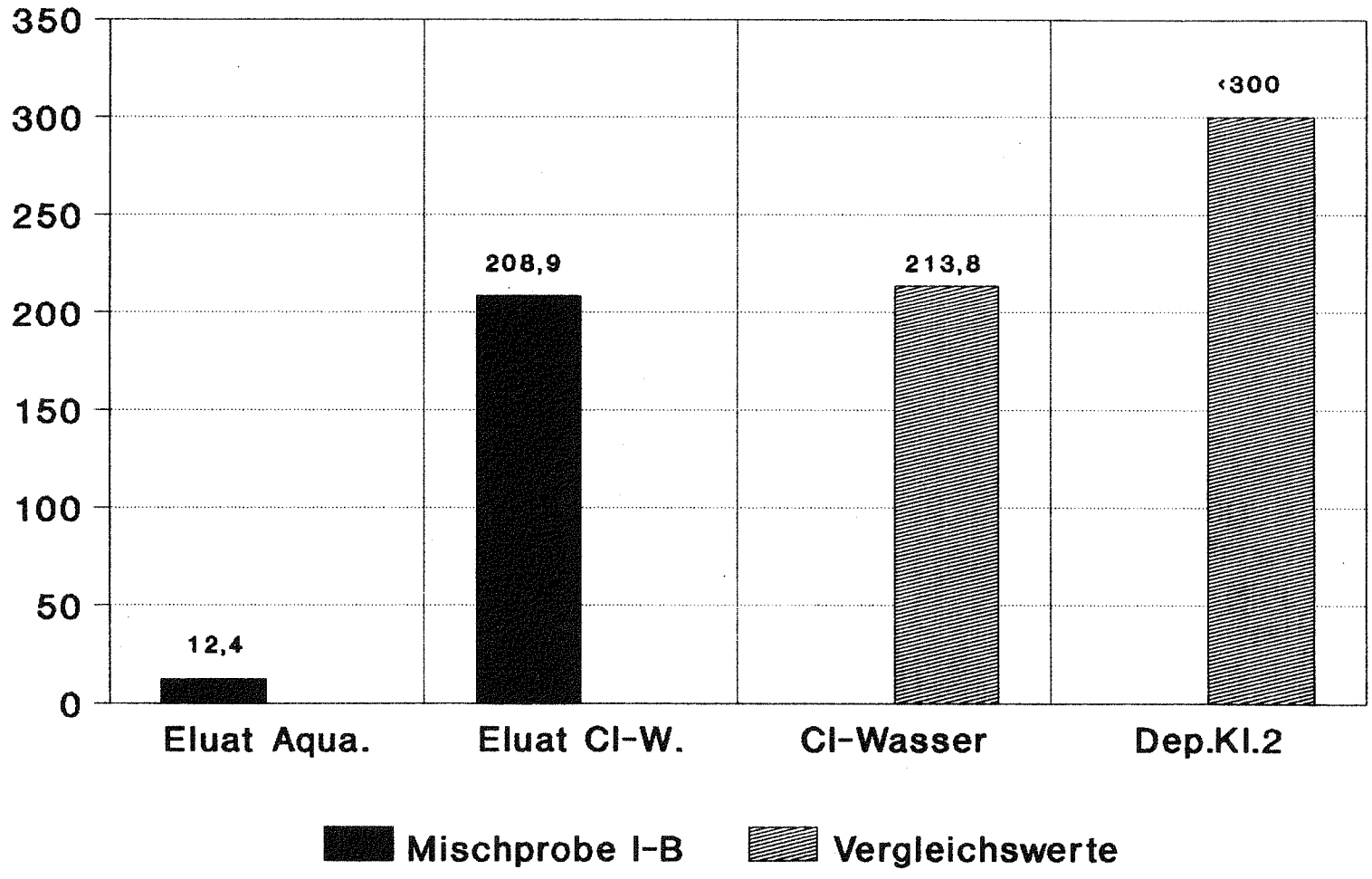


Abb.III.5/41

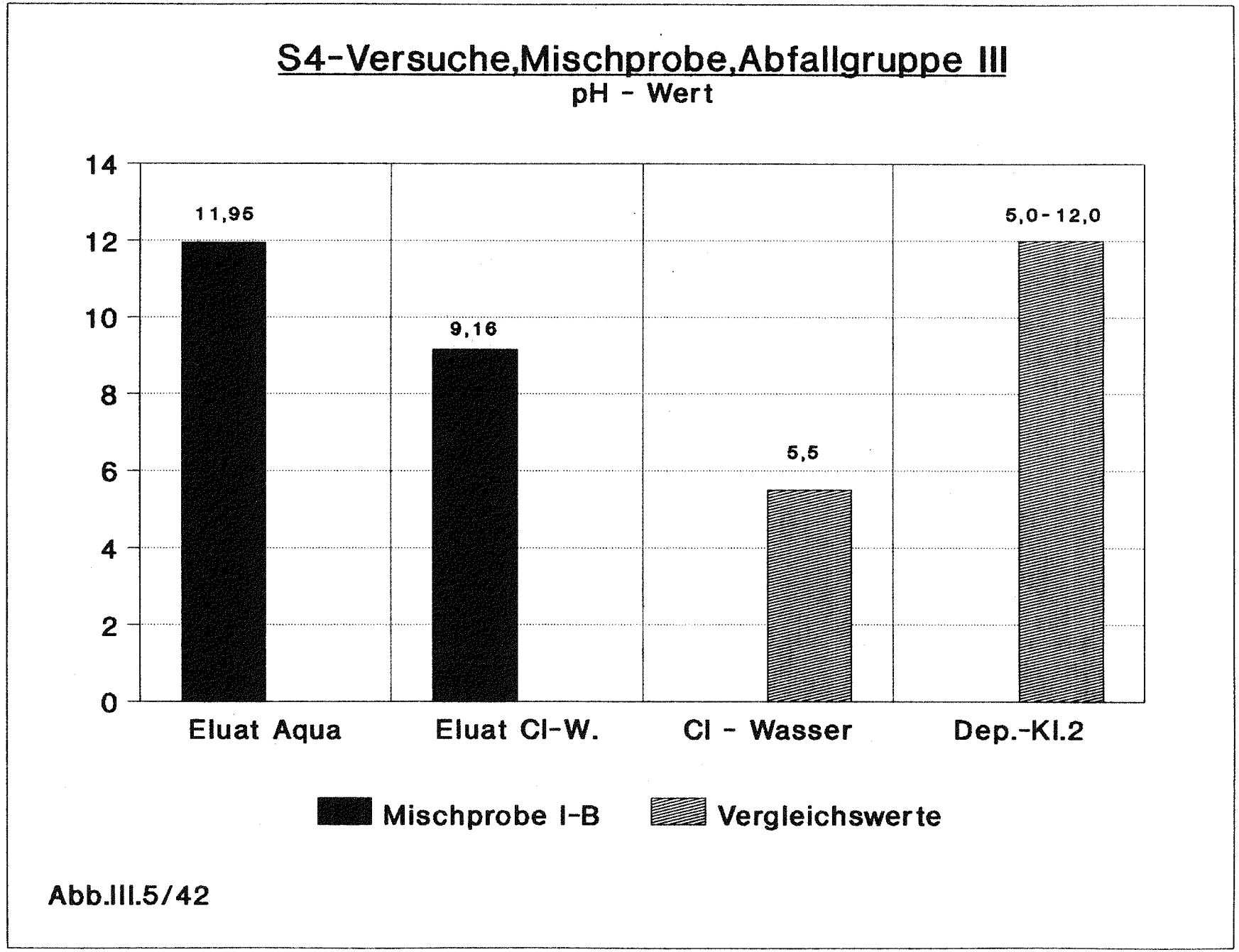

S4-Versuche,Mischprobe,Abfallgruppe III
pH - Wert
14
12
10
8
6
4
2
0
11,95
9,16
5,5
5,0 - 12,0
Eluat Aqua
Eluat Cl-W.
Cl - Wasser
Dep.-Kl.2
Mischprobe I-B
Vergleichswerte

Abb.III.5/42

S4-Versuche,Mischprobe,Abfallgruppe III

Bleikonzentration in mg/l

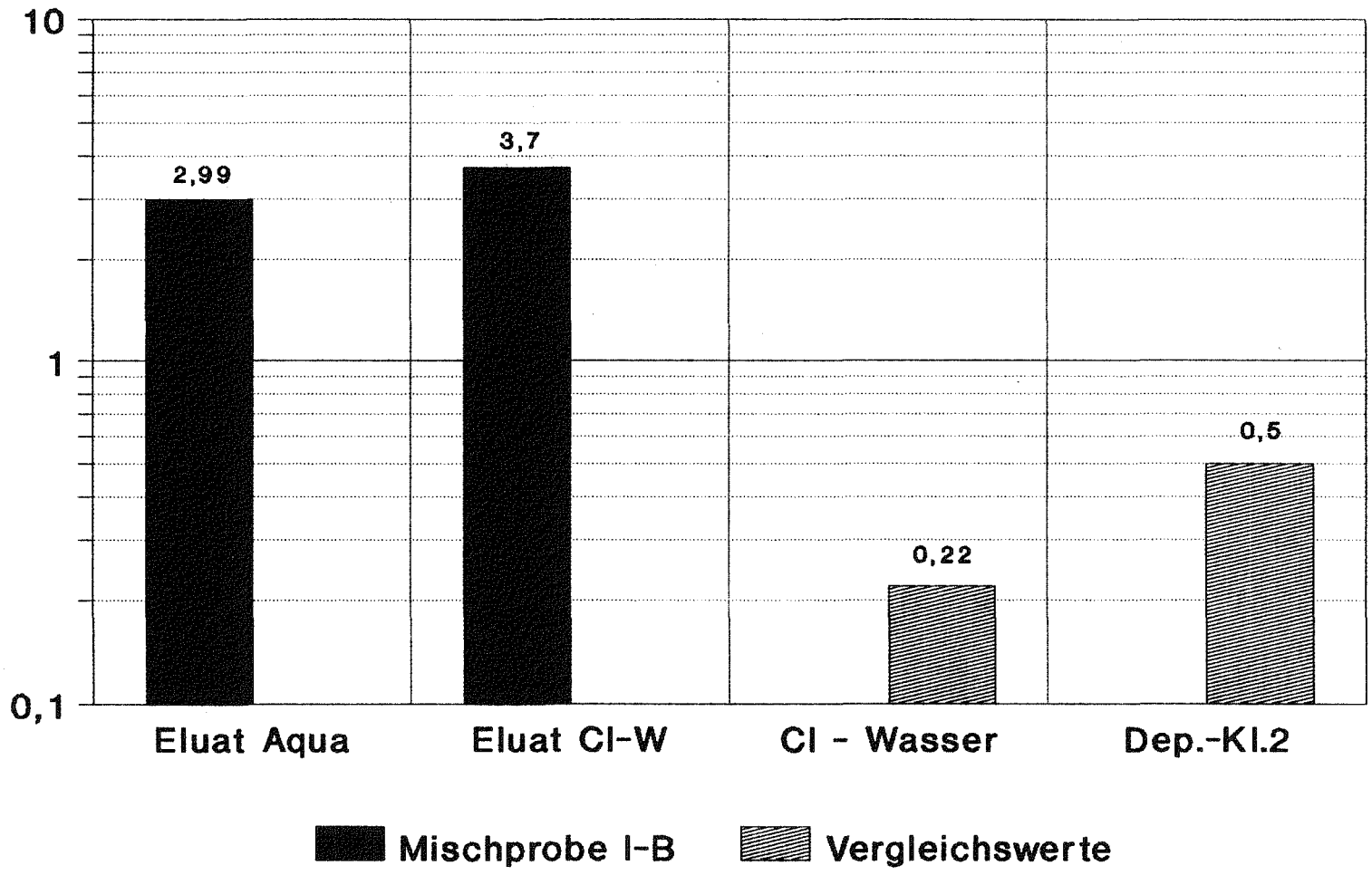


Abb.III.5/43

S4-Versuche,Mischprobe,Abfallgruppe III

Cadmiumkonzentration in mg/l

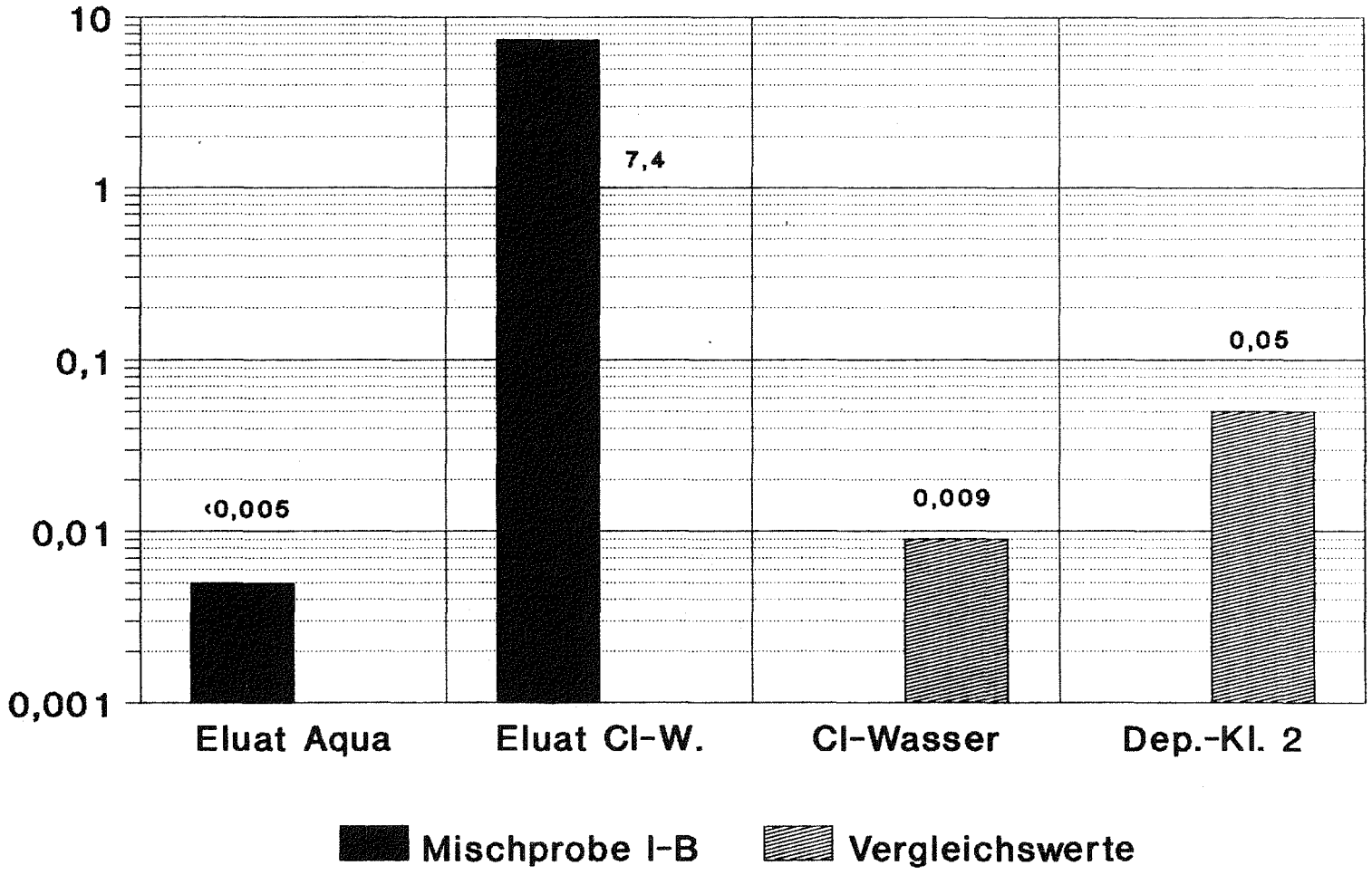


Abb.III.5/44

S4-Versuche,Mischprobe,Abfallgruppe III

Zinkkonzentration in mg/l

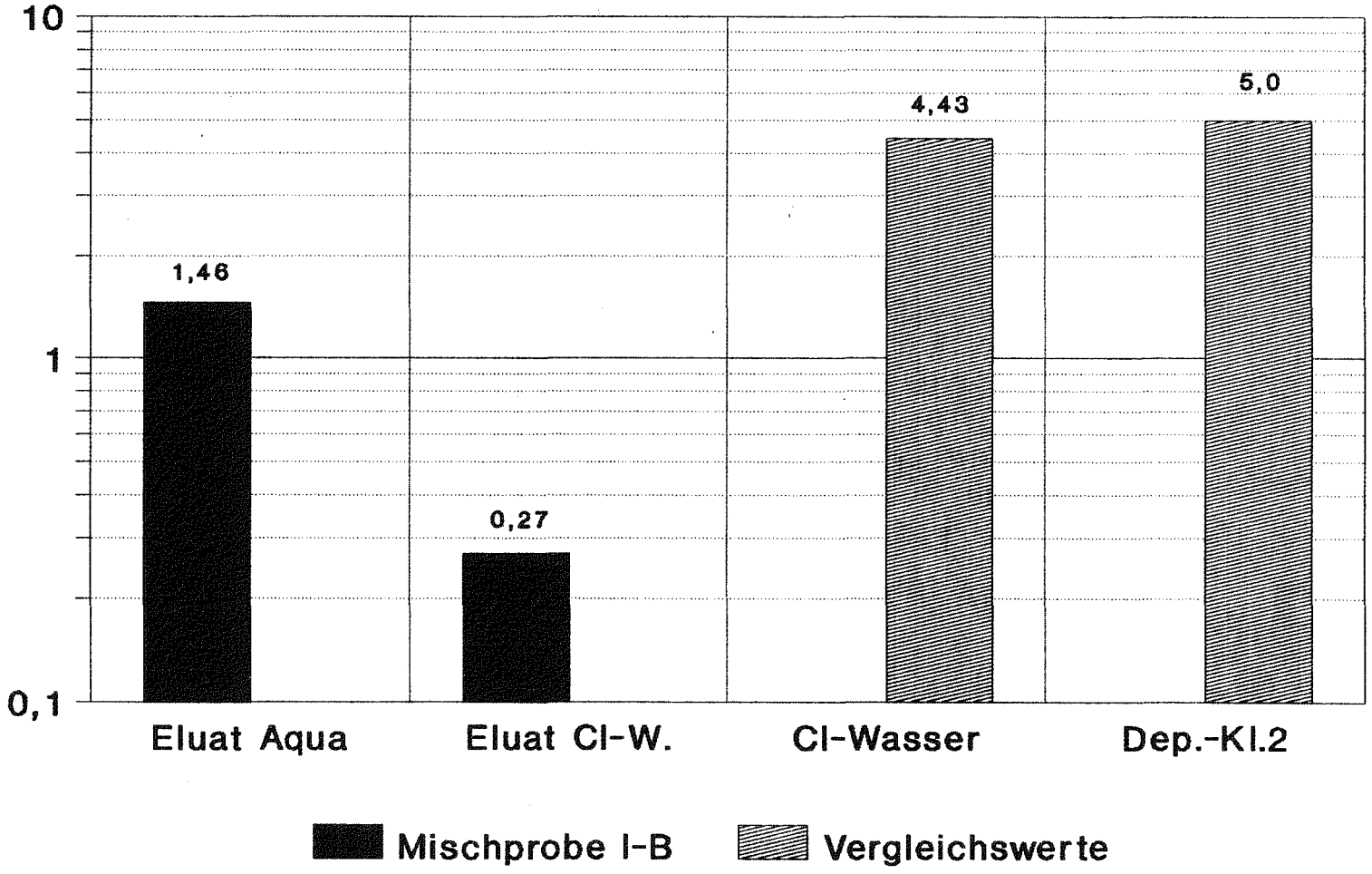
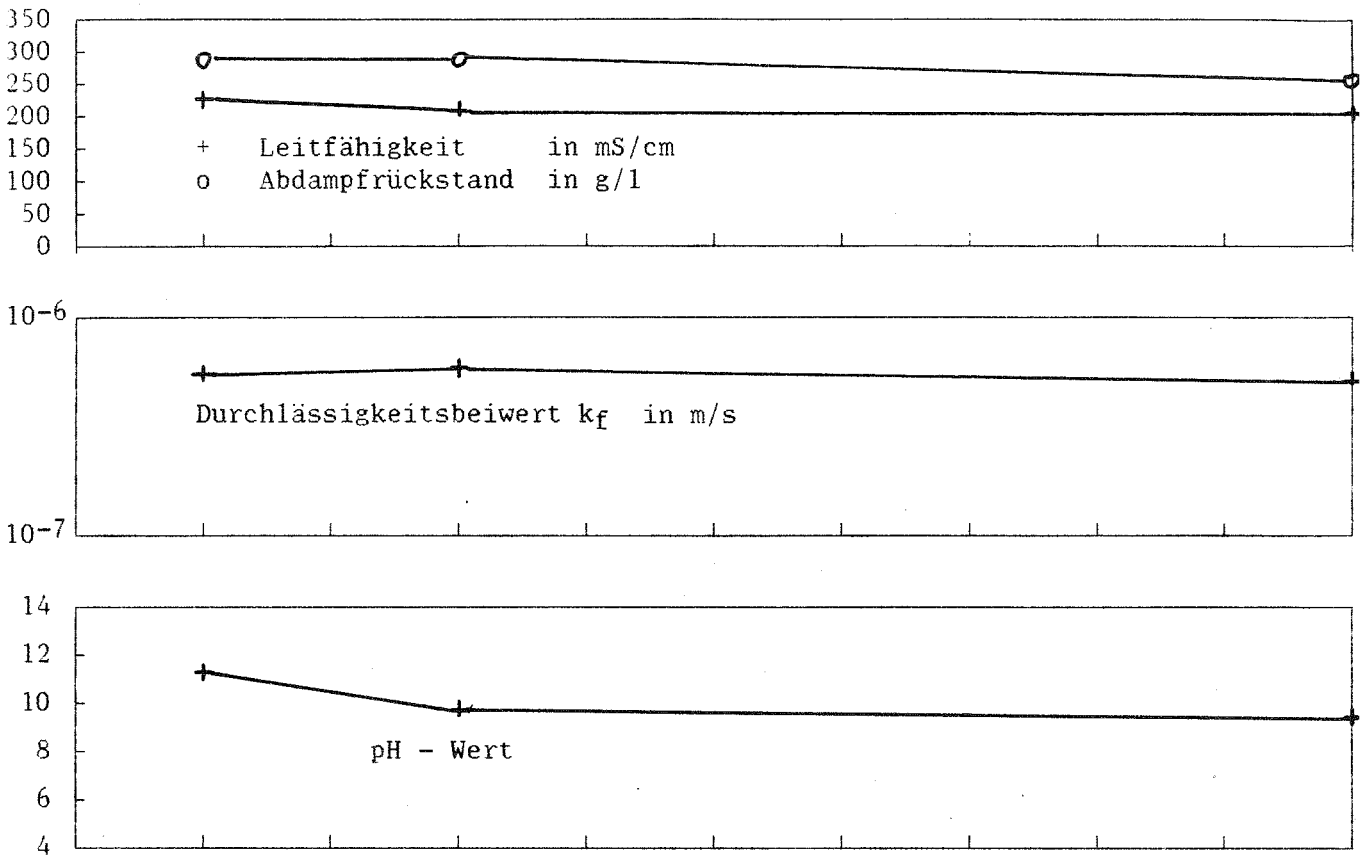


Abb.III.5/45

Abb. III.5/46

Druckelution an der Probe 1II-M
keine Verfestigung mit Wasser
keine Zement-Zugabe
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser



Elutions-Konzentrationen in mg/1: +———+ Blei o———o Cadmium x———x Zink

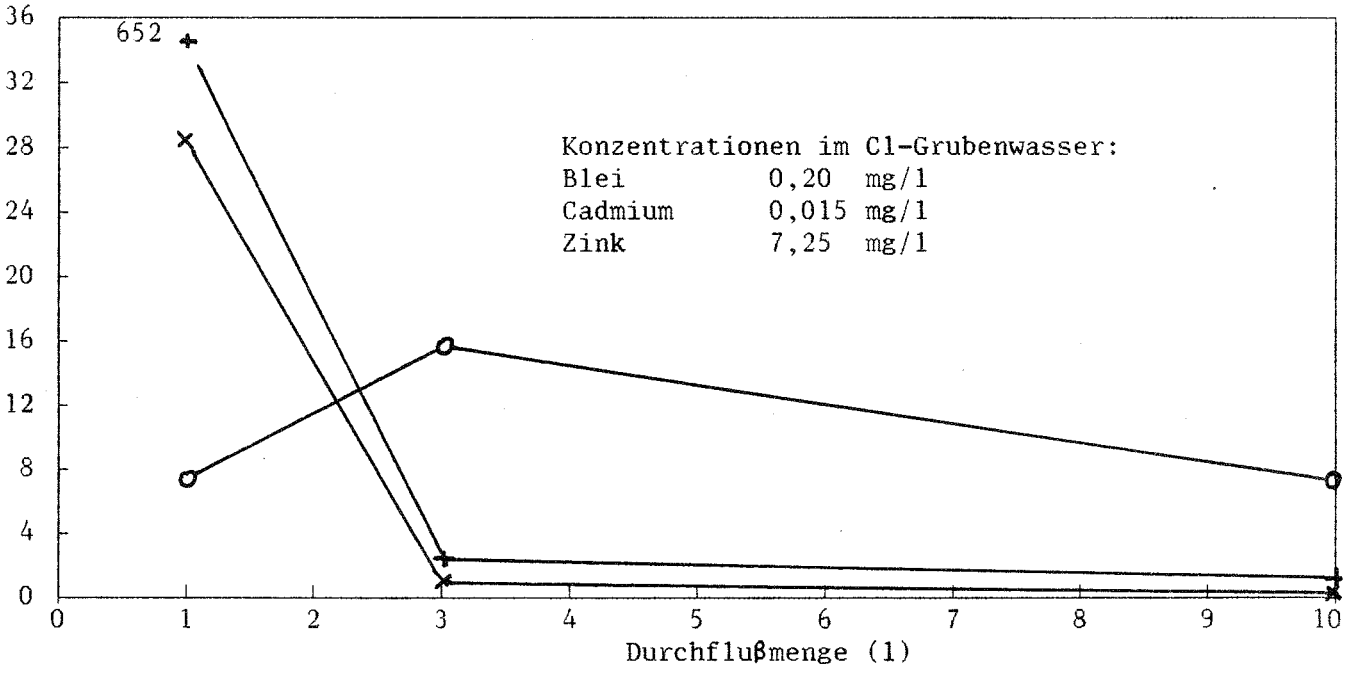
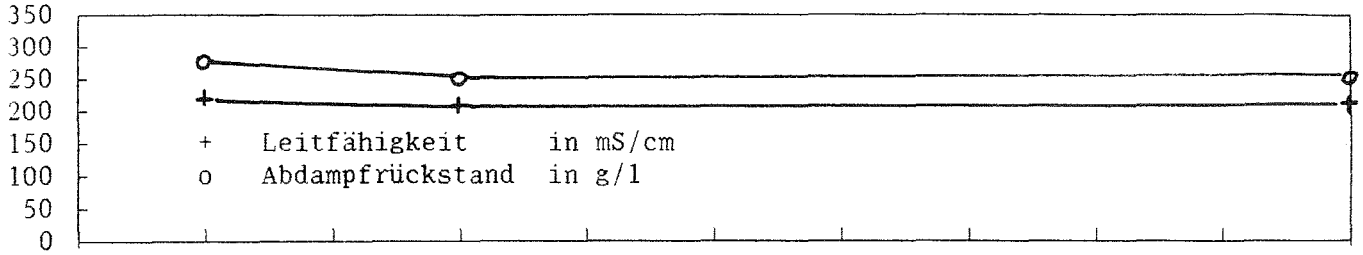
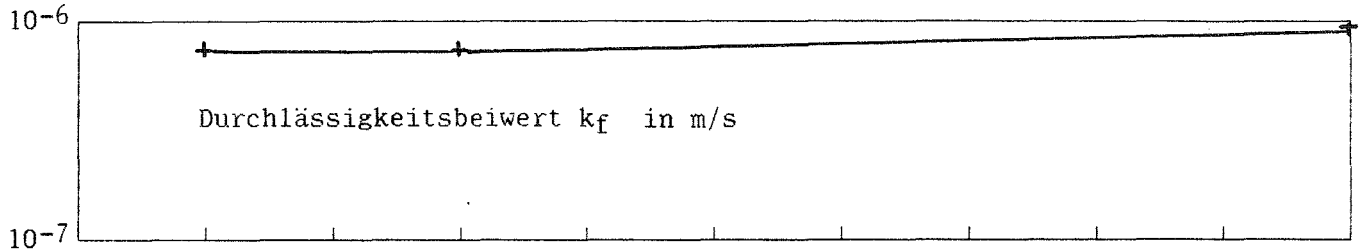
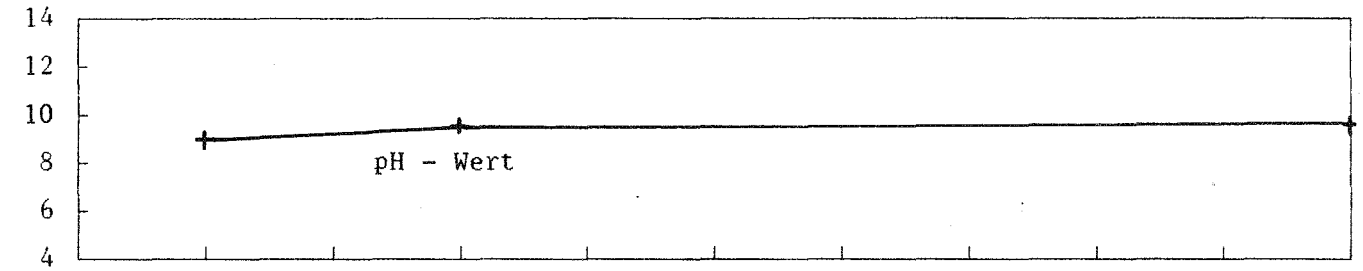


Abb. III.5/47

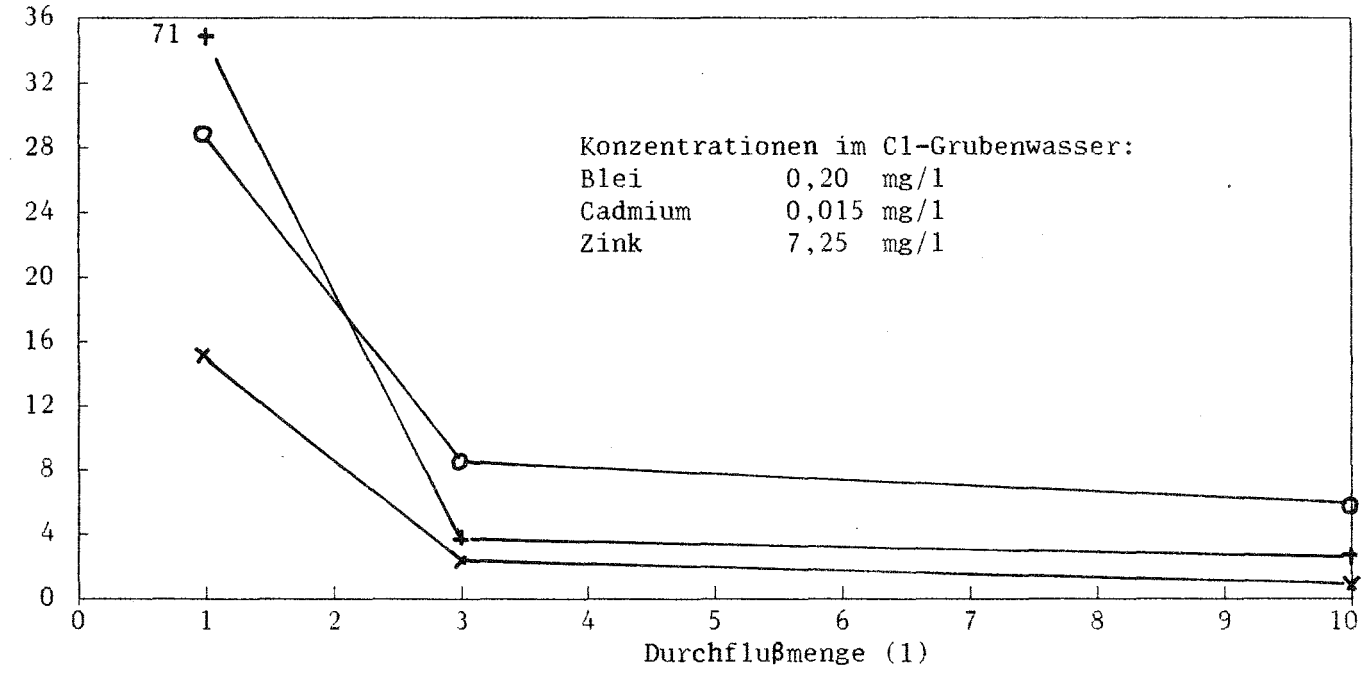
Druckelution an der Probe lII-M
Verfestigung mit Wasser, 28 Tage Aushärtung
keine Zement-Zugabe
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser







Elutions-Konzentrationen in mg/1: +———+ Blei o———o Cadmium x———x Zink



S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe IV

Elektrische Leitfähigkeit in mS/cm

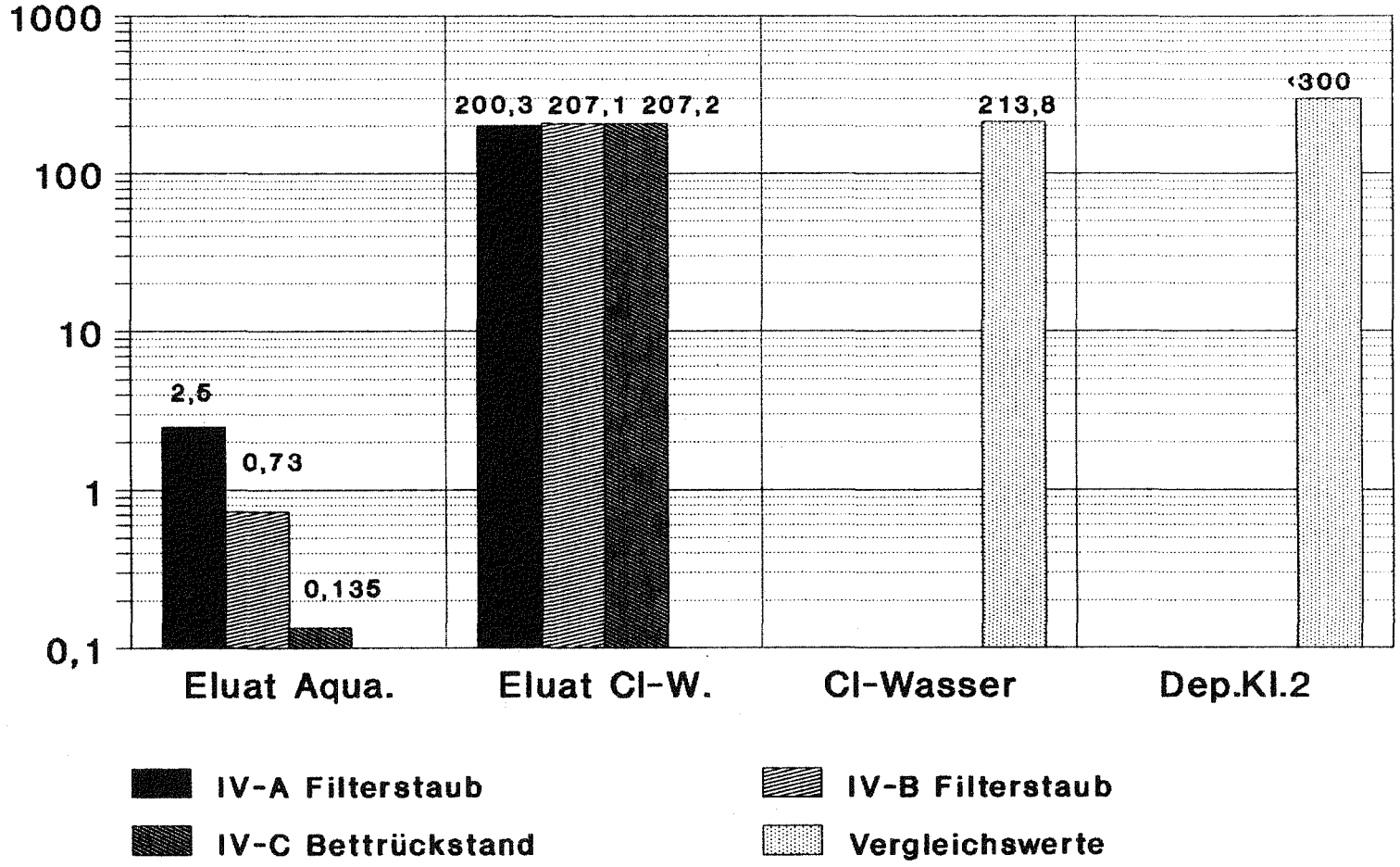


Abb.III.5/48

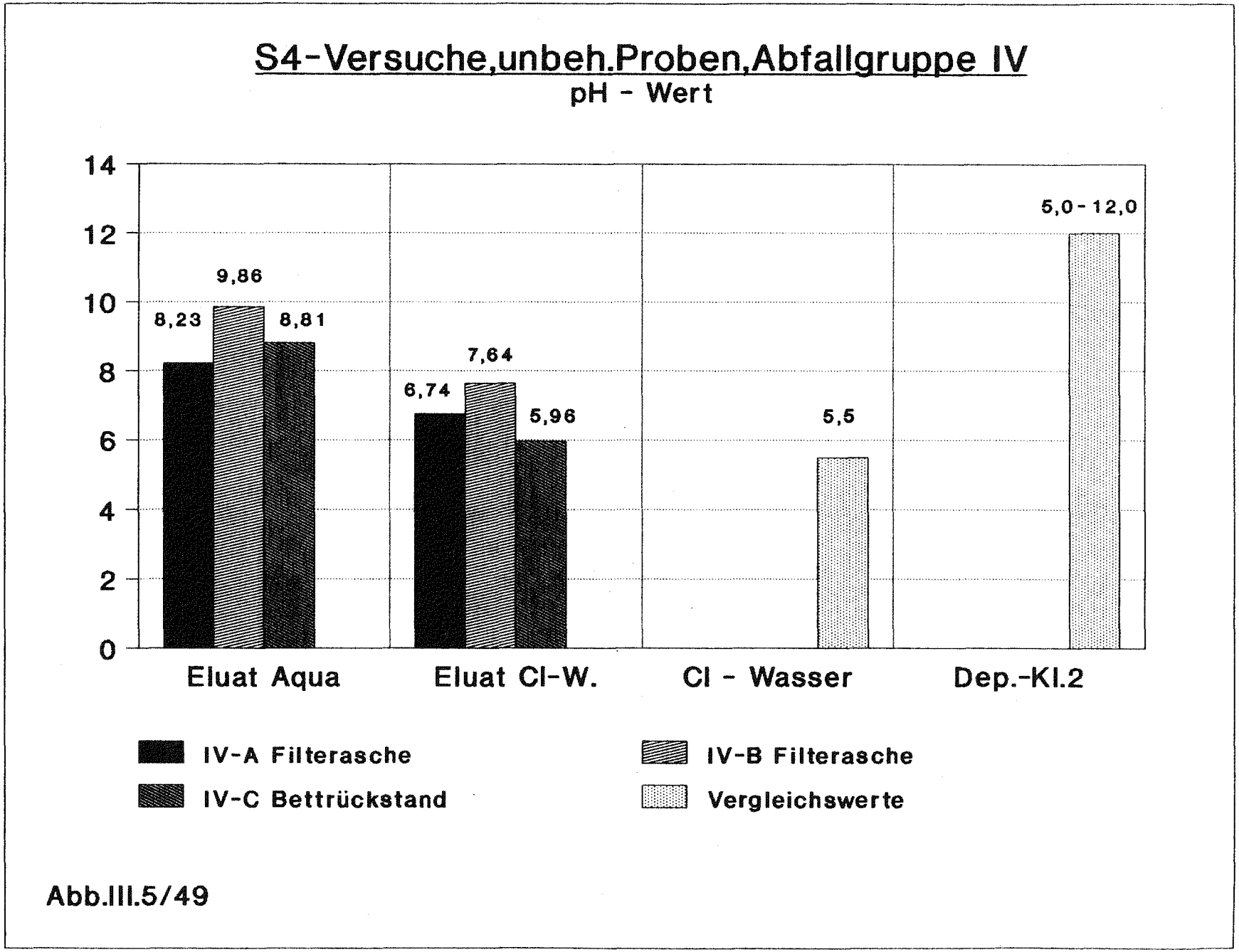

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe IV
pH - Wert
14
12
10
8
6
4
2
0
8,23
9,86
8,81
6,74
7,64
5,96
5,5
5,0 - 12,0
Eluat Aqua
Eluat Cl-W.
Cl - Wasser
Dep.-Kl.2
IV-A Filterasche
IV-B Filterasche
IV-C Bettrückstand
Vergleichswerte

Abb.III.5/49

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe IV

Bleikonzentration in mg/l

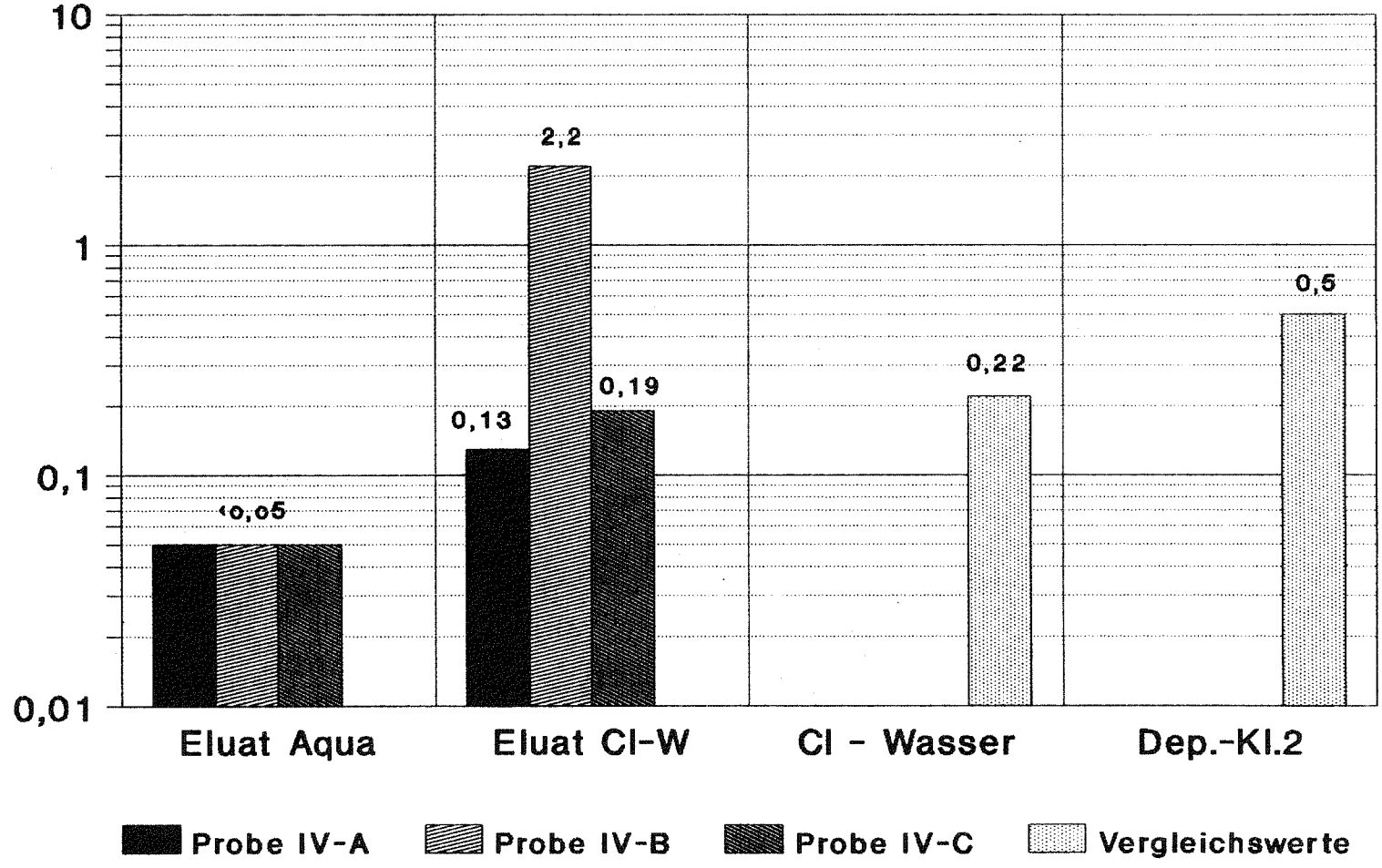


Abb.III.5/50

S4-Versuche,unbeh.ProbenAbfallgruppe IV

Cadmiumkonzentration in mg/l

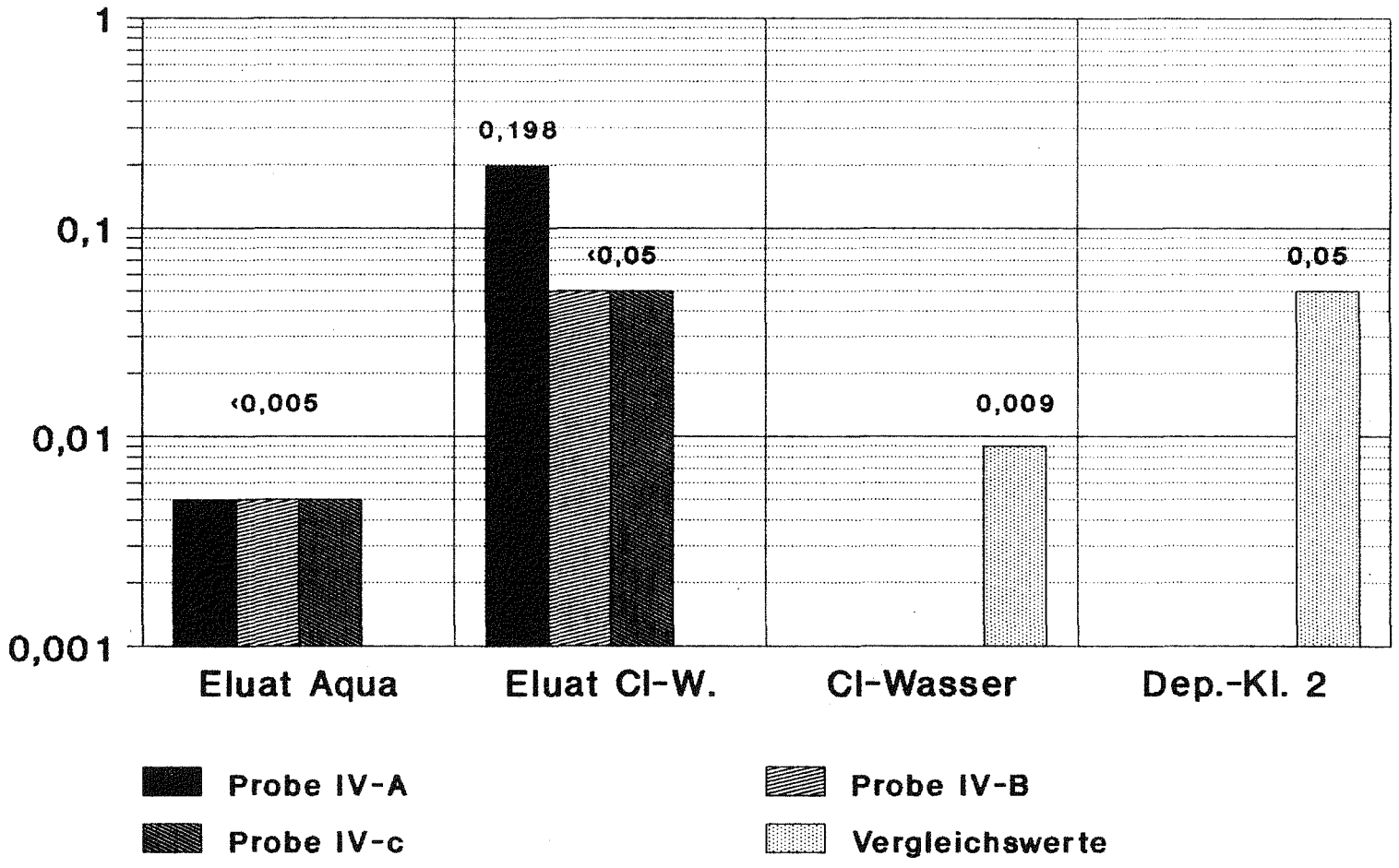


Abb.III.5/51

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe IV

Zinkkonzentration in mg/l

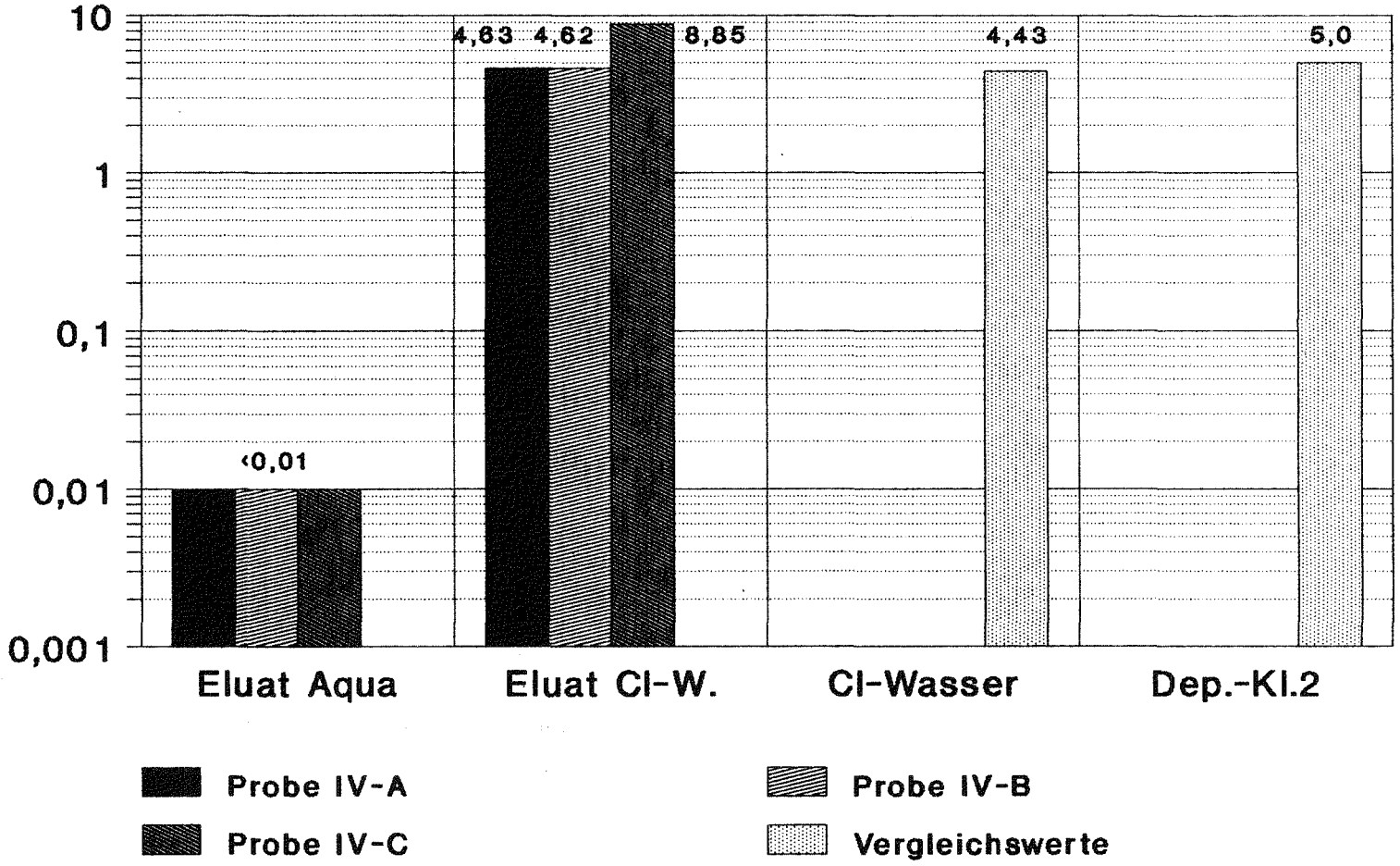
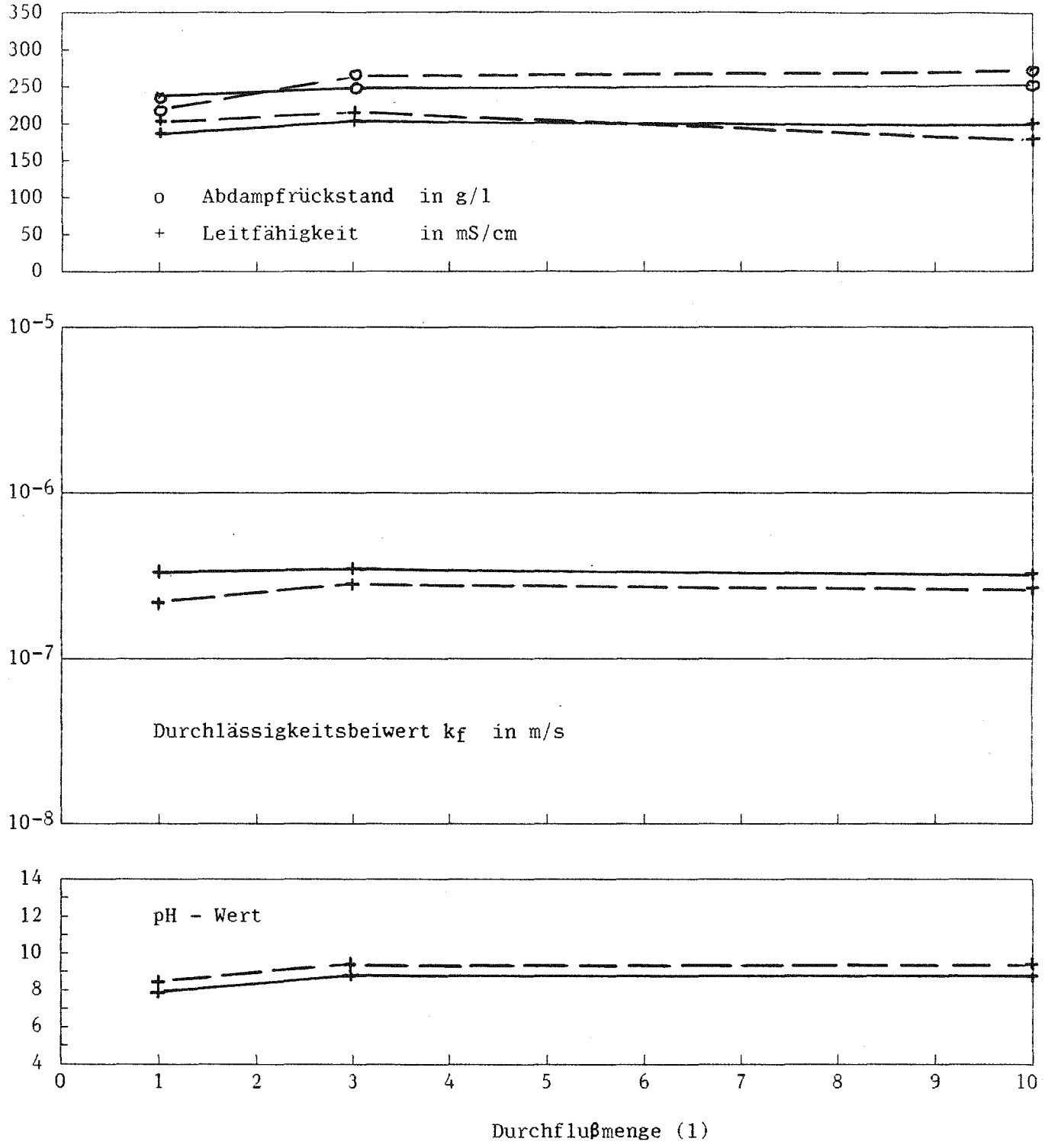


Abb.III.5/52

Druckelution an den vorbehandelten Proben IV-A
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 5 und 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

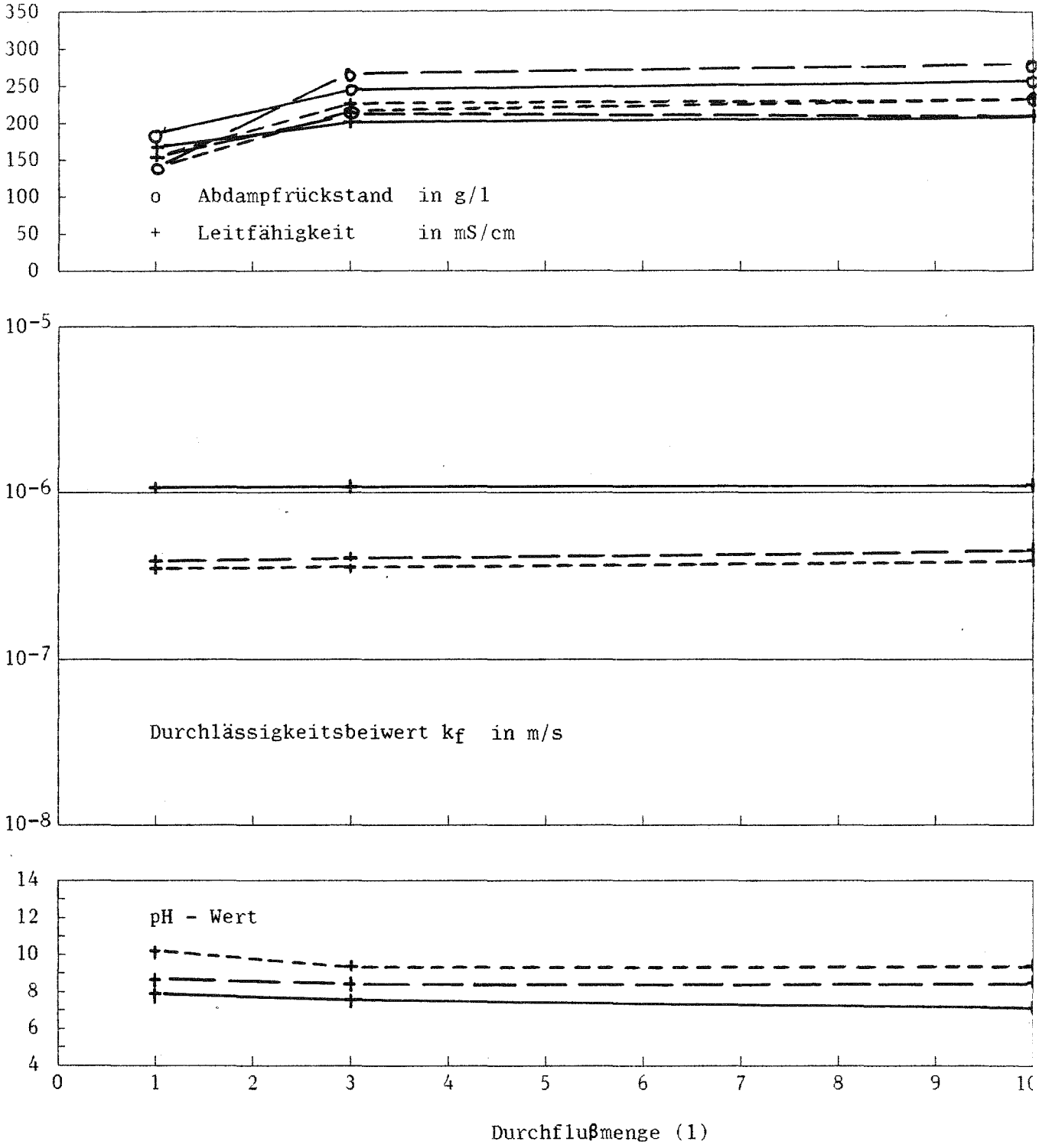
Abb. III.5/53



——————— Probe IV-A V5 — — — — Probe IV-A V10

Druckelution an den vorbehandelten Proben IV-B
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 0, 5 und 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

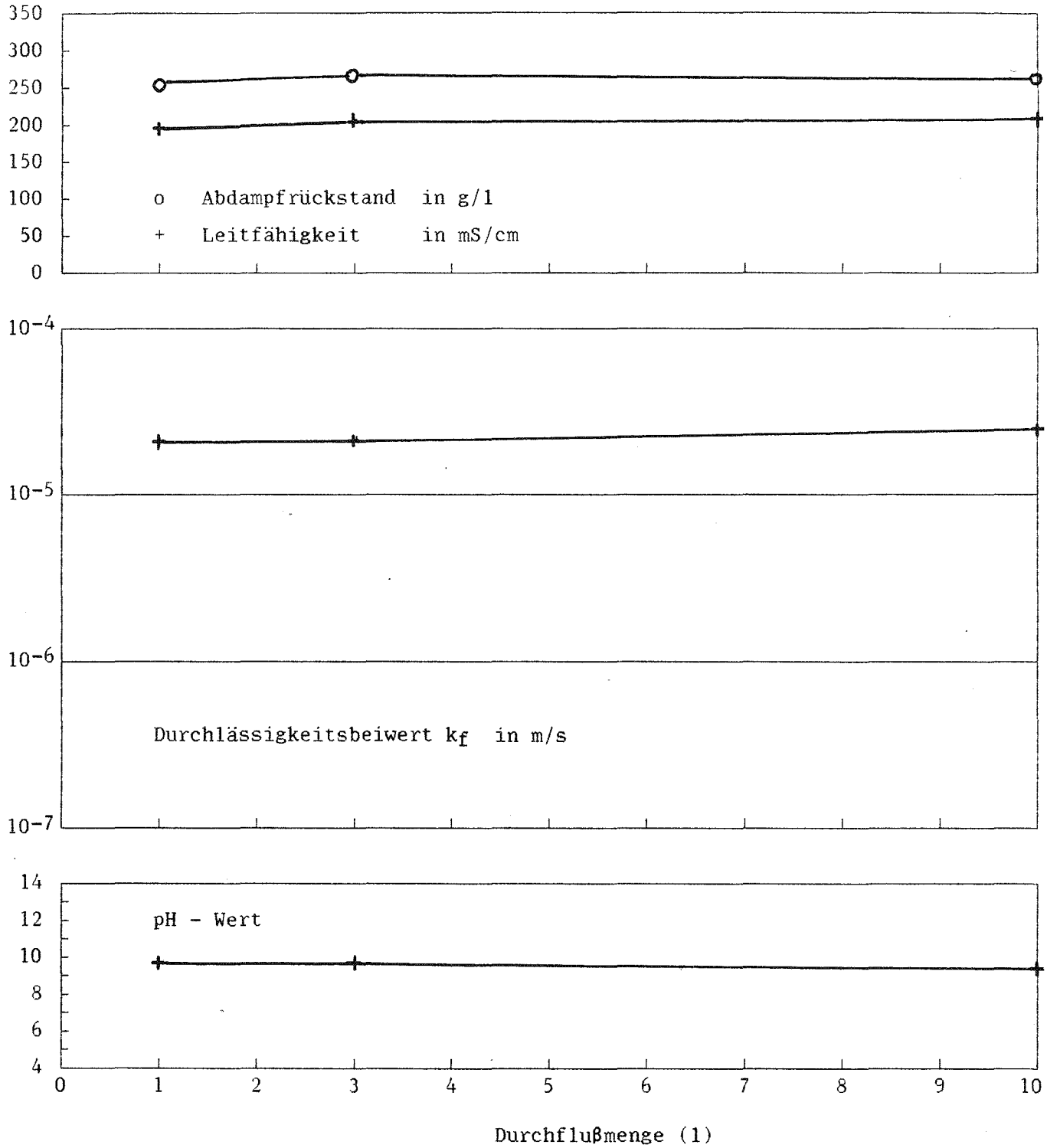
Abb. III.5/54



———— Probe IV-B V0 — — — — Probe IV-B V5 - - - - - Probe IV-B V1(

Druckelution an den vorbehandelten Proben IV-C
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

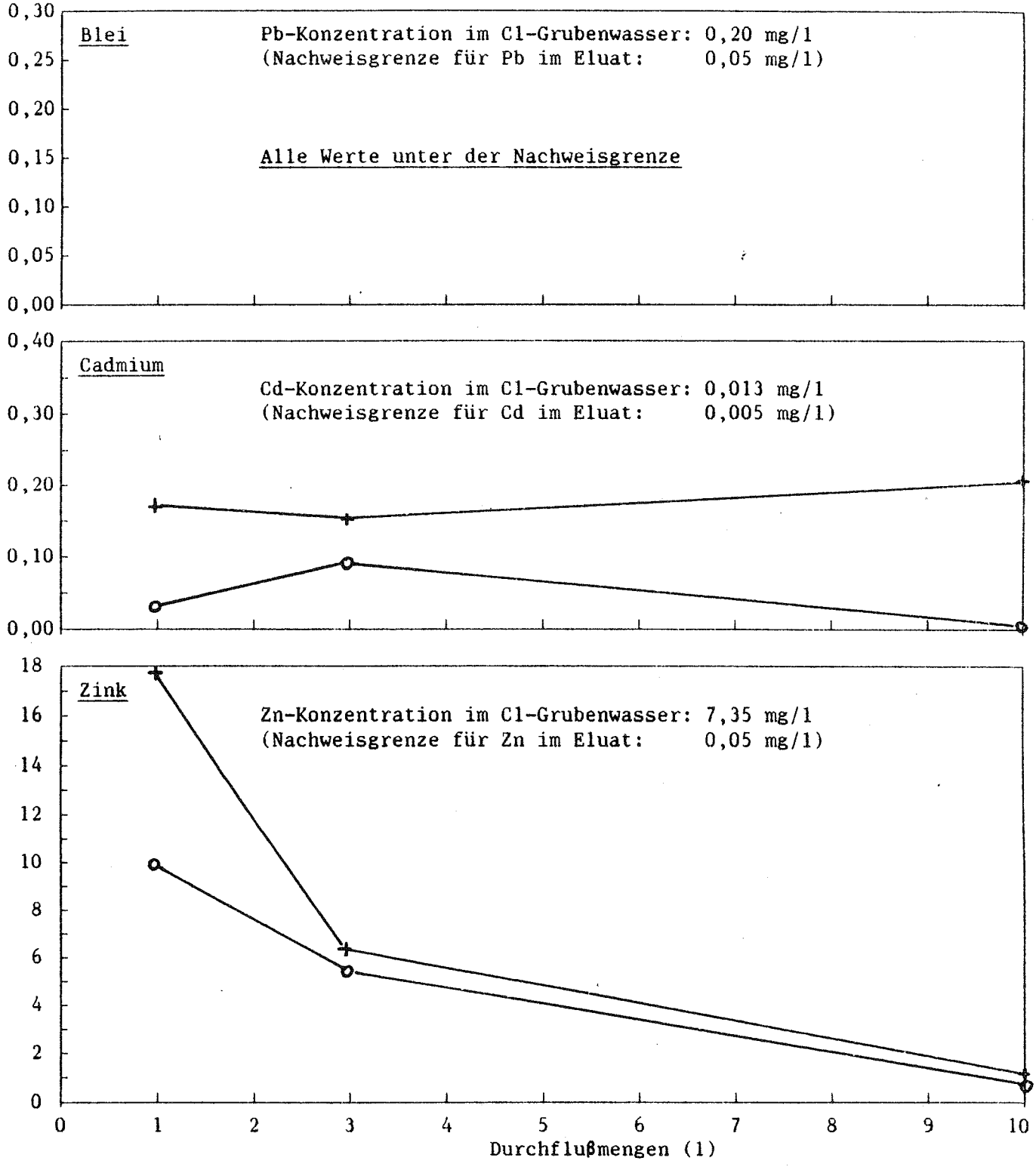
Abb. III.5/55



Druckelutionen an vorbehandelten Proben IV-A
Verfestigung mit Wasser
Zementzugabe 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/56

Elutions-Konzentrationen in mg/l



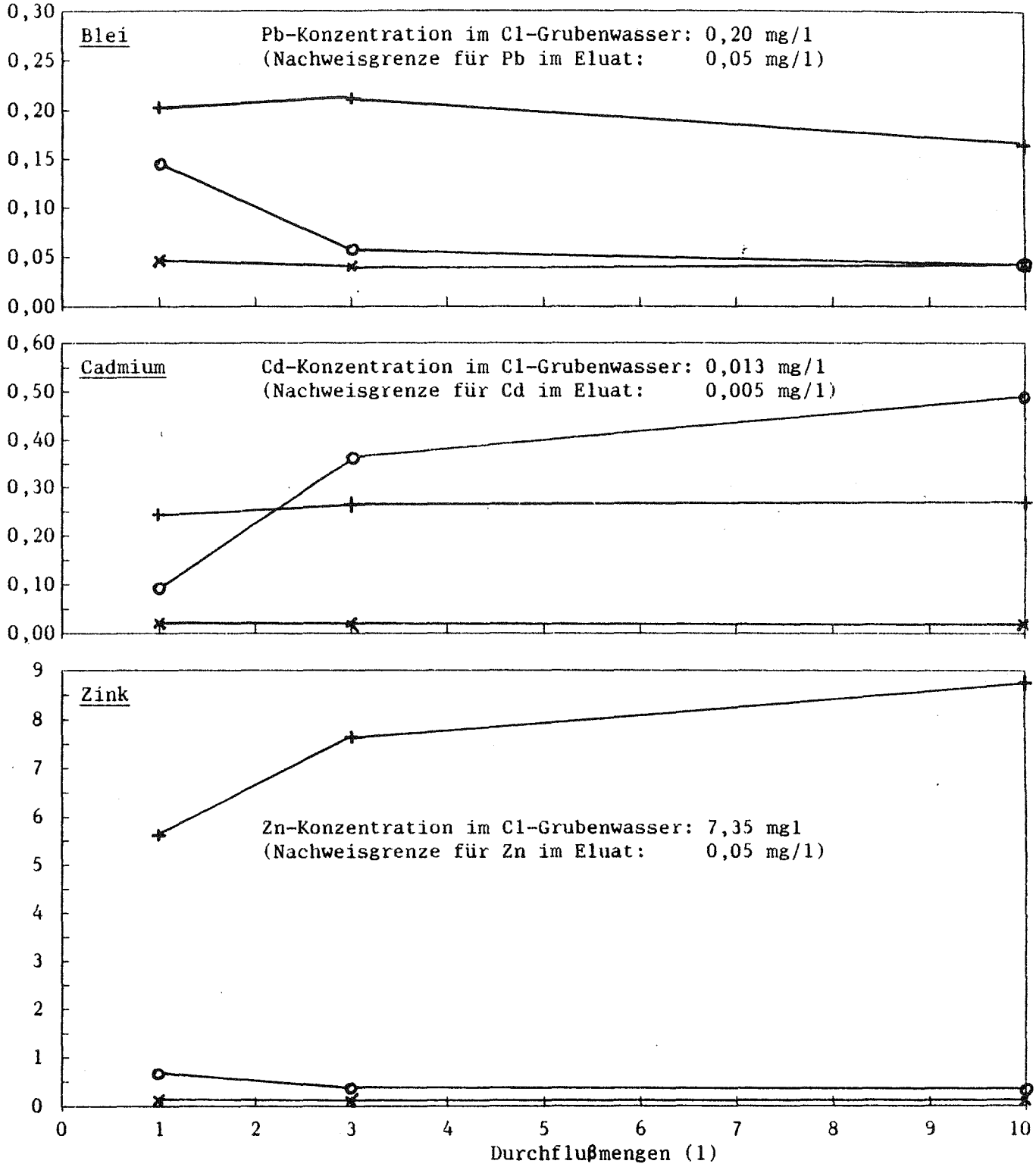
+———+ Probe verfestigt mit Wasser und 5 % Zementzusatz IV-A V5

o———o Probe verfestigt mit Wasser und 10 % Zementzusatz IV-A V10

Druckelutionen an vorbehandelten Proben IV-B
Verfestigung mit Wasser
Zementzugabe 0, 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/57

Elutions-Konzentrationen in mg/l



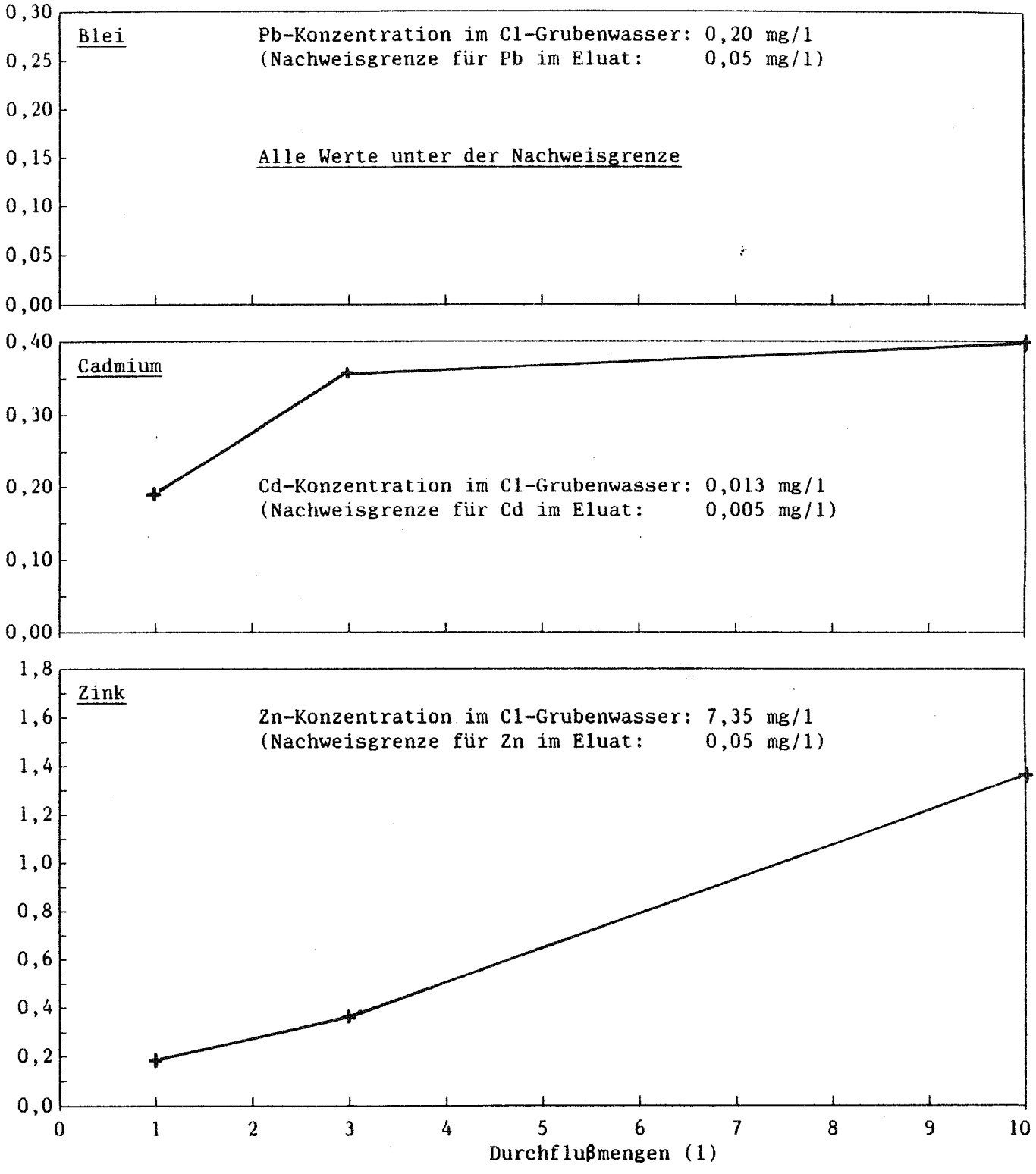
+———+ Probe verfestigt mit Wasser und 0 % Zementzusatz IV-B V0

o———o Probe verfestigt mit Wasser und 5 % Zementzusatz IV-B V5

x———x Probe verfestigt mit Wasser und 10 % Zementzusatz IV-B V10

Druckelutionen an vorbehandelten Proben IV-C Abb. III.5/58
Verfestigung mit Wasser
Zementzugabe 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Elutions-Konzentrationen in mg/1



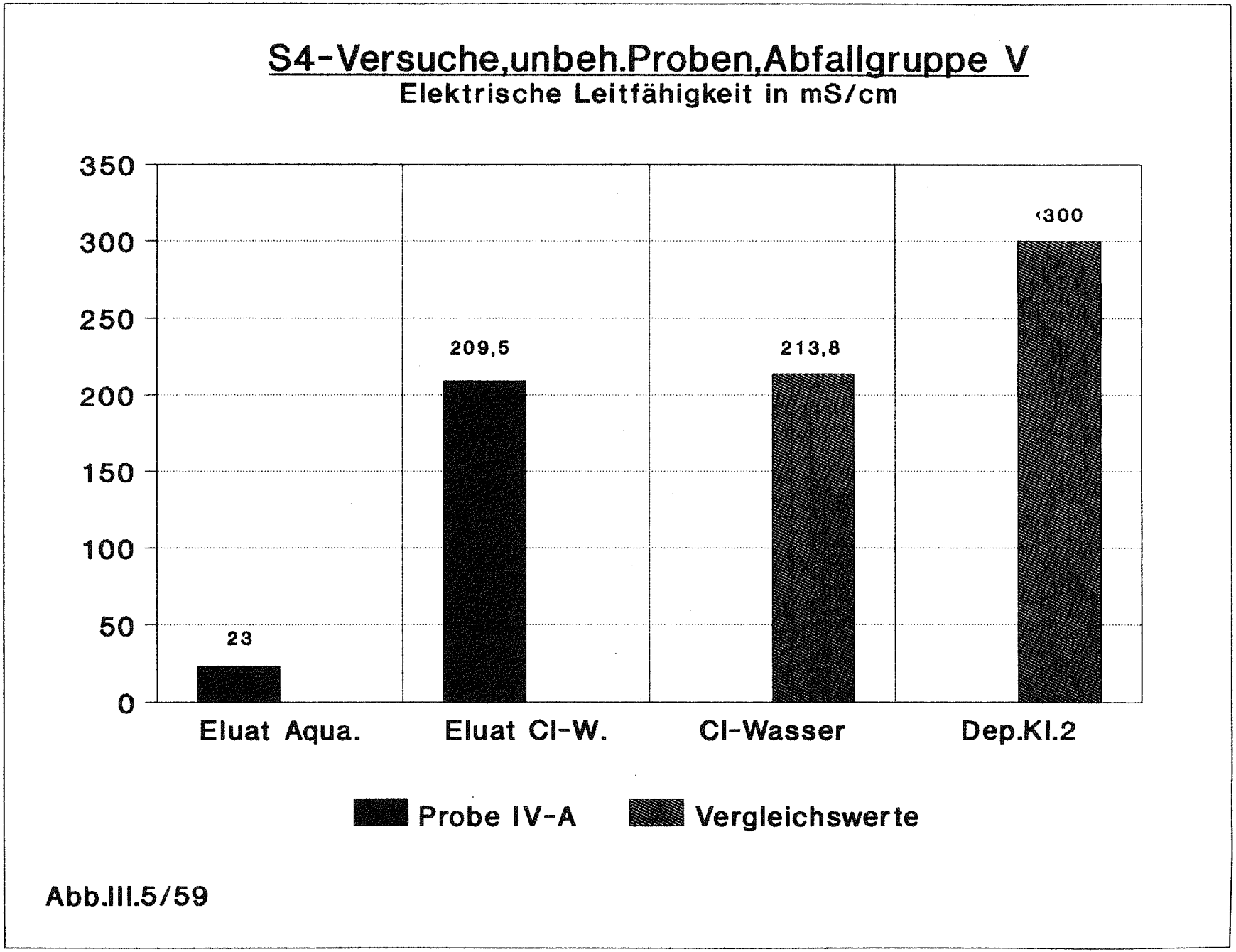

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe V
Elektrische Leitfähigkeit in mS/cm
350
300
250
200
150
100
50
0
23
209,5
213,8
‹300
Eluat Aqua.
Eluat Cl-W.
Cl-Wasser
Dep.Kl.2
Probe IV-A
Vergleichswerte

Abb.III.5/59

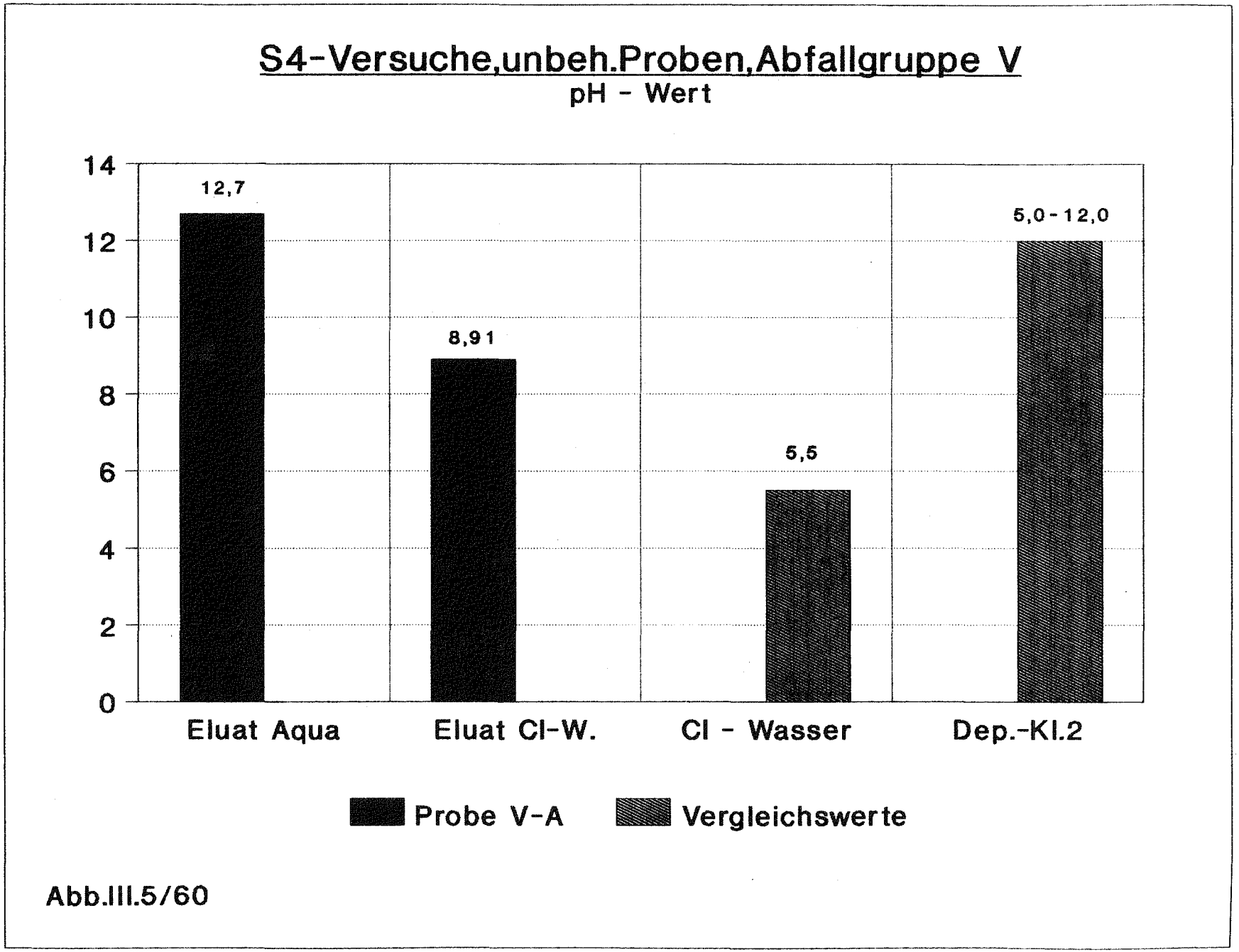

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe V
pH - Wert
14
12
10
8
6
4
2
0
12,7
8,91
5,5
5,0 - 12,0
Eluat Aqua
Eluat Cl-W.
Cl - Wasser
Dep.-Kl.2
Probe V-A
Vergleichswerte

Abb.III.5/60

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe V

Bleikonzentration in mg/l

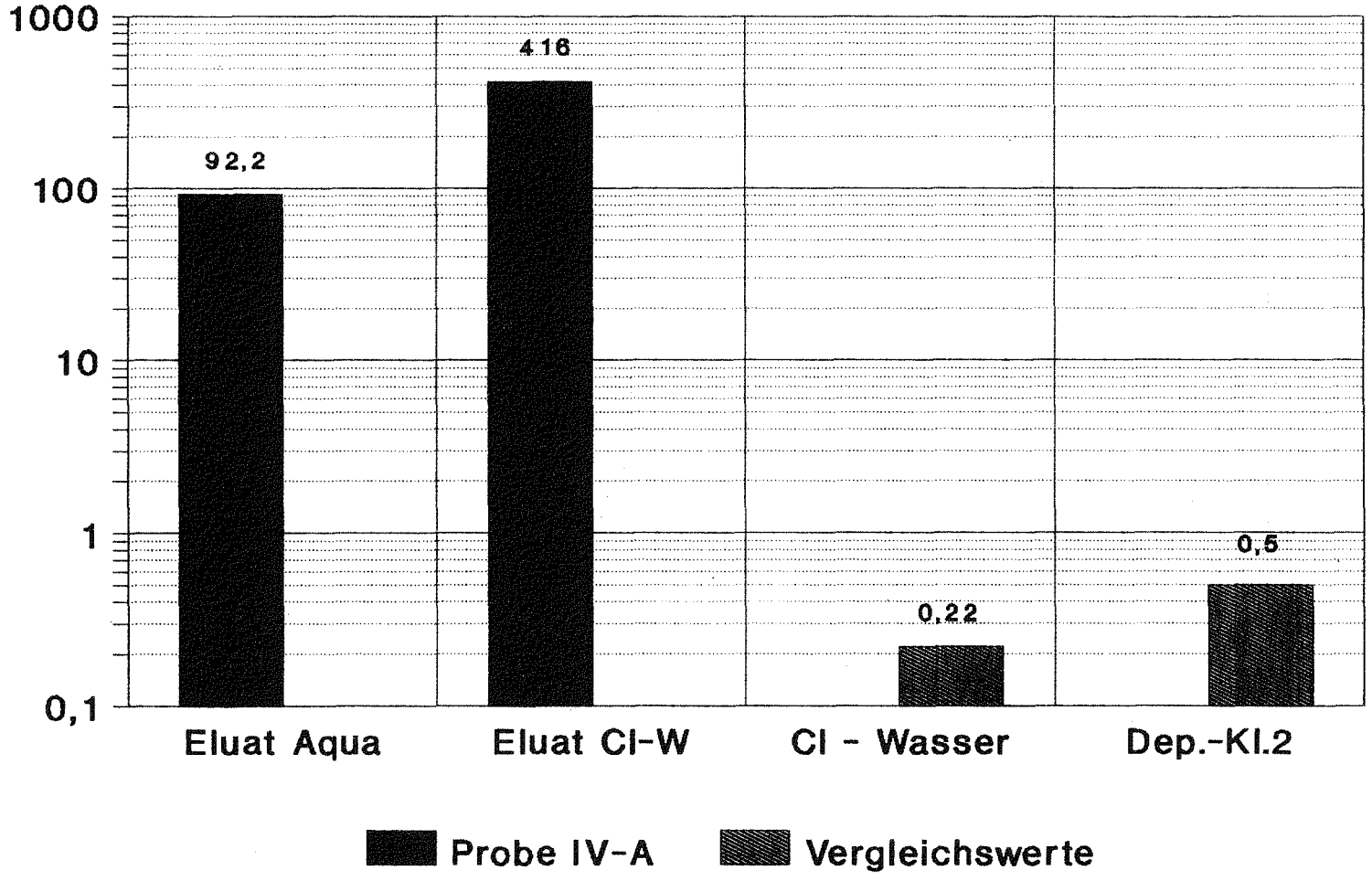


Abb.III.5/61

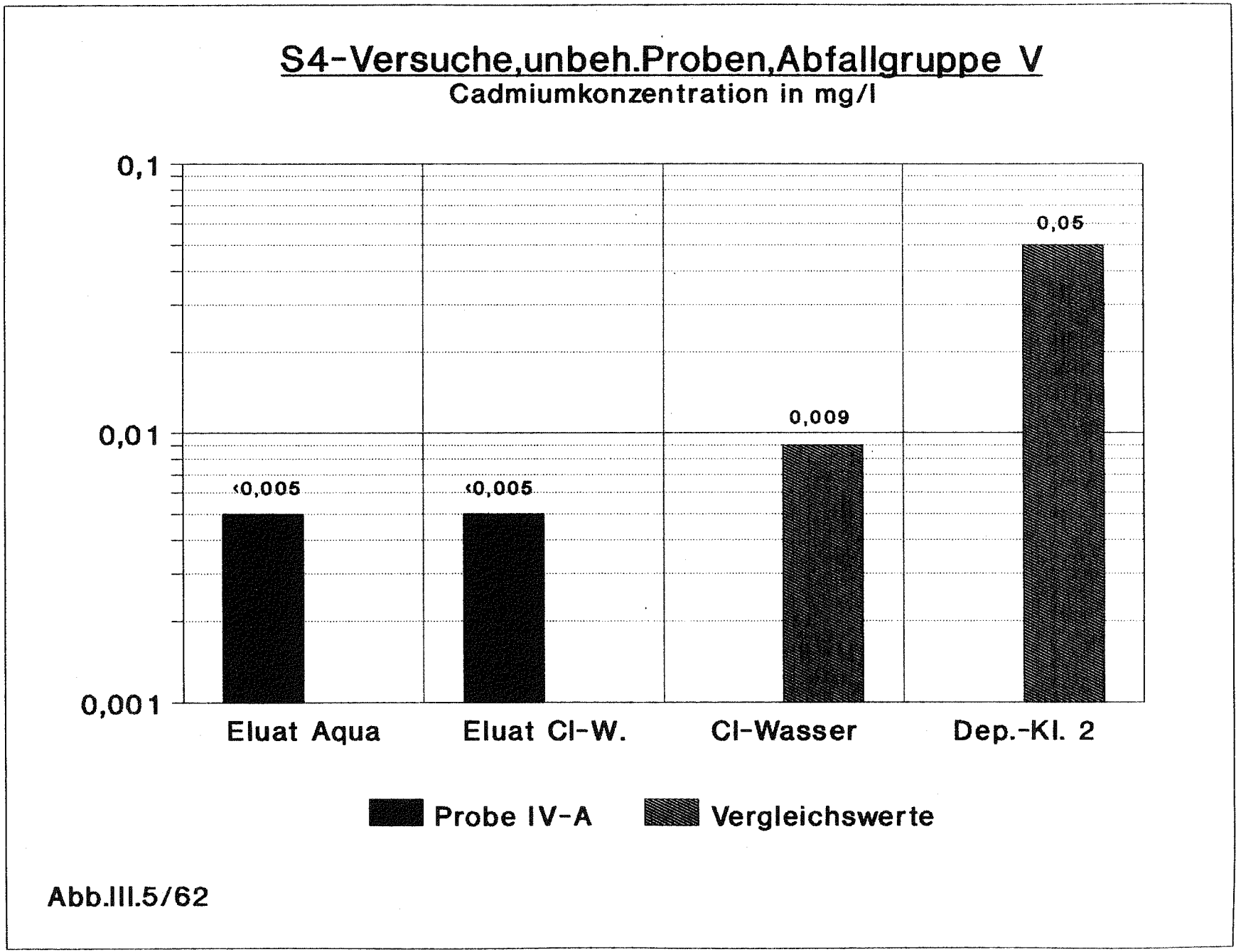

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe V
Cadmiumkonzentration in mg/l
0,1
0,01
0,001
<0,005
<0,005
0,009
0,05
Eluat Aqua
Eluat Cl-W.
Cl-Wasser
Dep.-Kl. 2
Probe IV-A
Vergleichswerte

Abb.III.5/62

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe V

Zinkkonzentration in mg/l

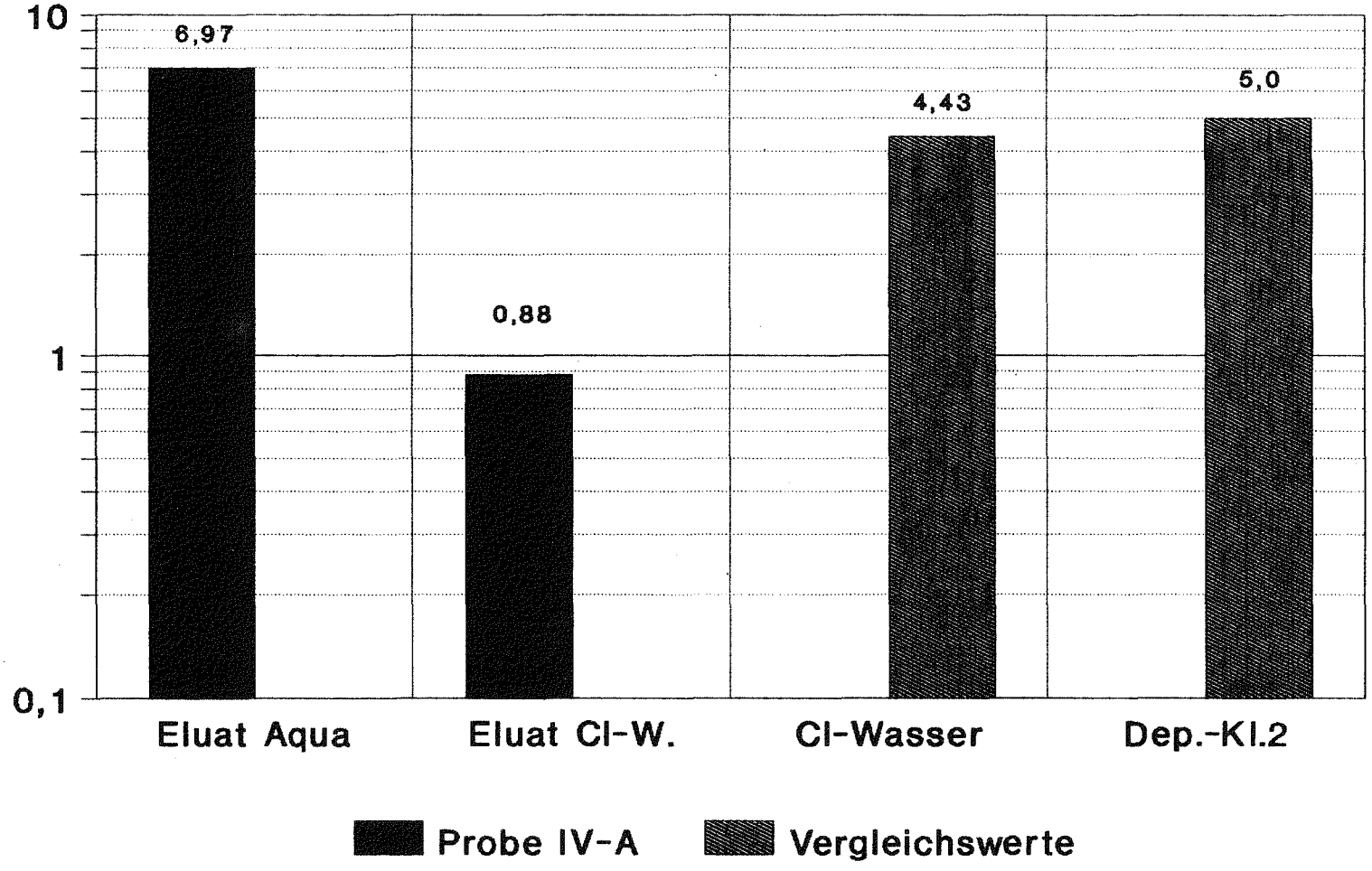


Abb.III.5/63

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe VI

Elektrische Leitfähigkeit in mS/cm

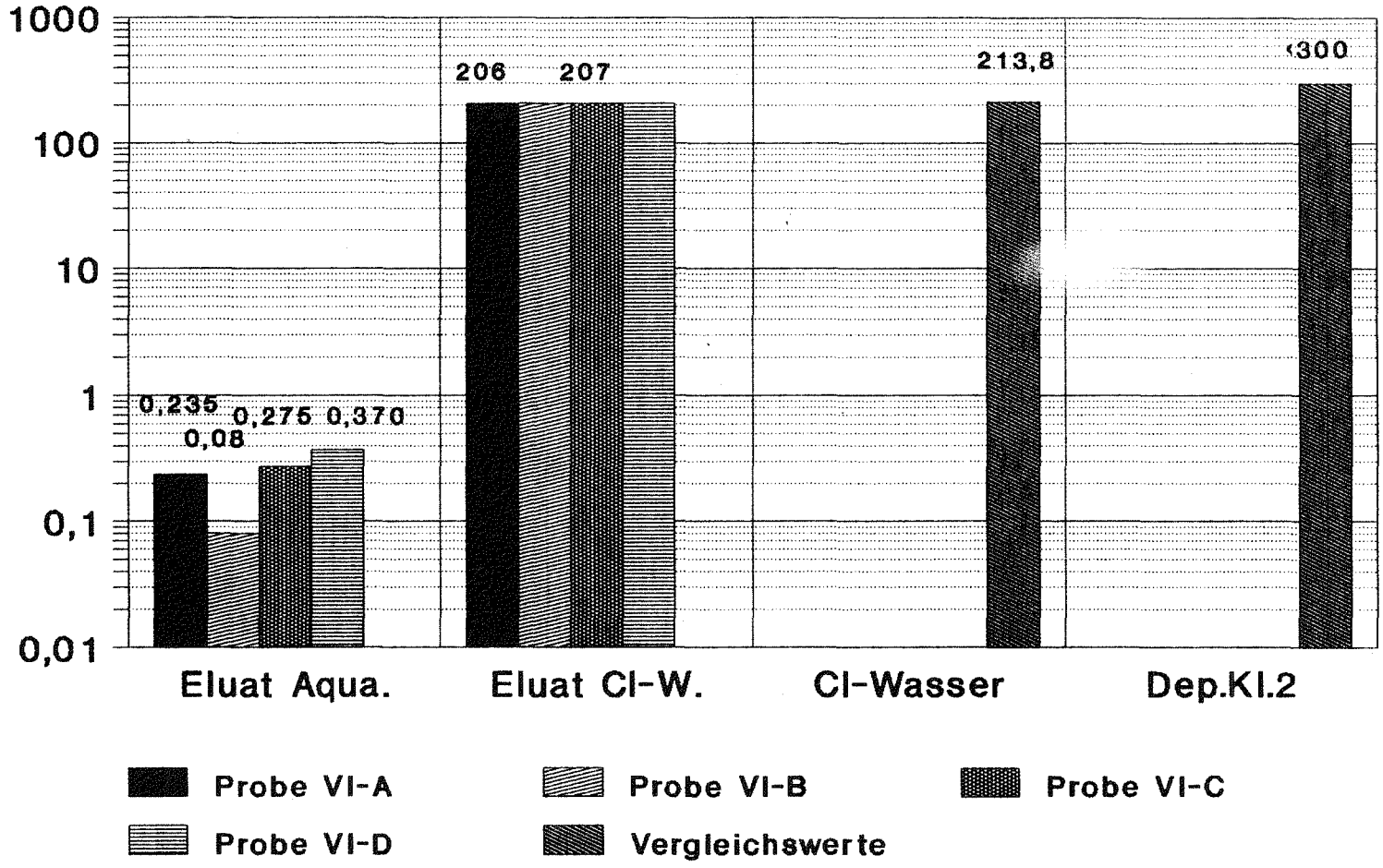


Abb.III.5/64

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe VI

pH - Wert

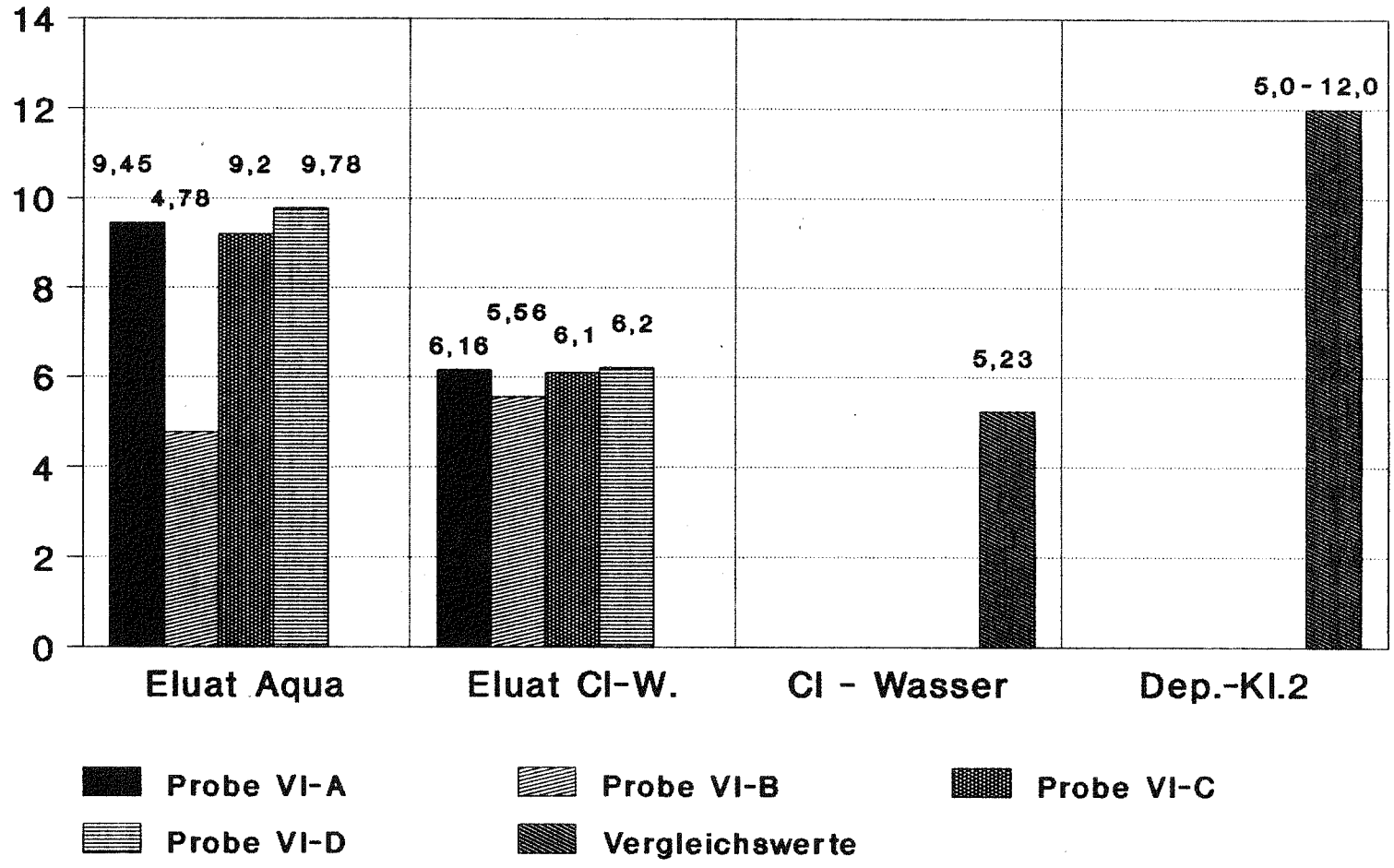


Abb.III.5/65

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe VI

Bleikonzentration in mg/l

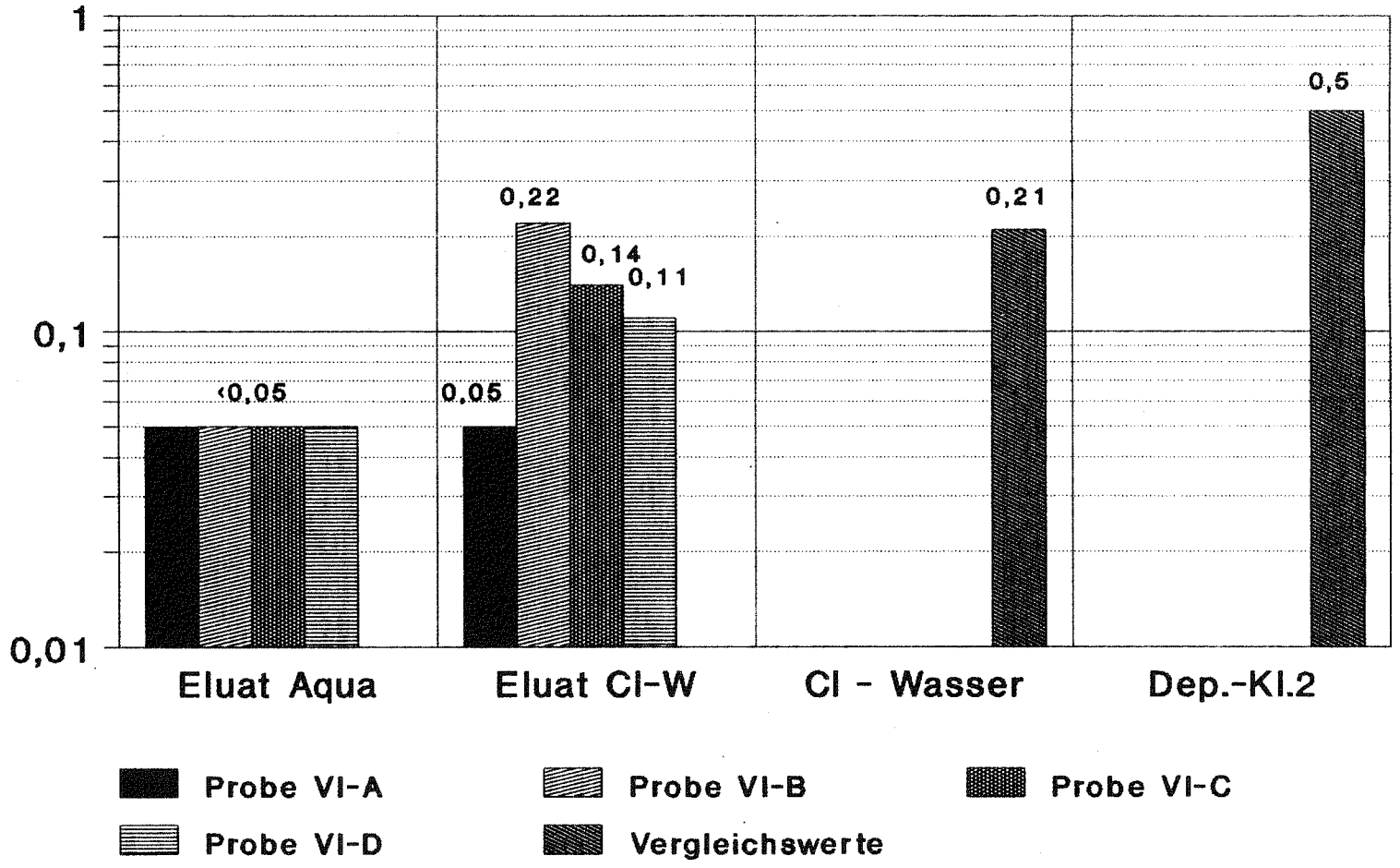


Abb.III.5/66

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe VI

Cadmiumkonzentration in mg/l

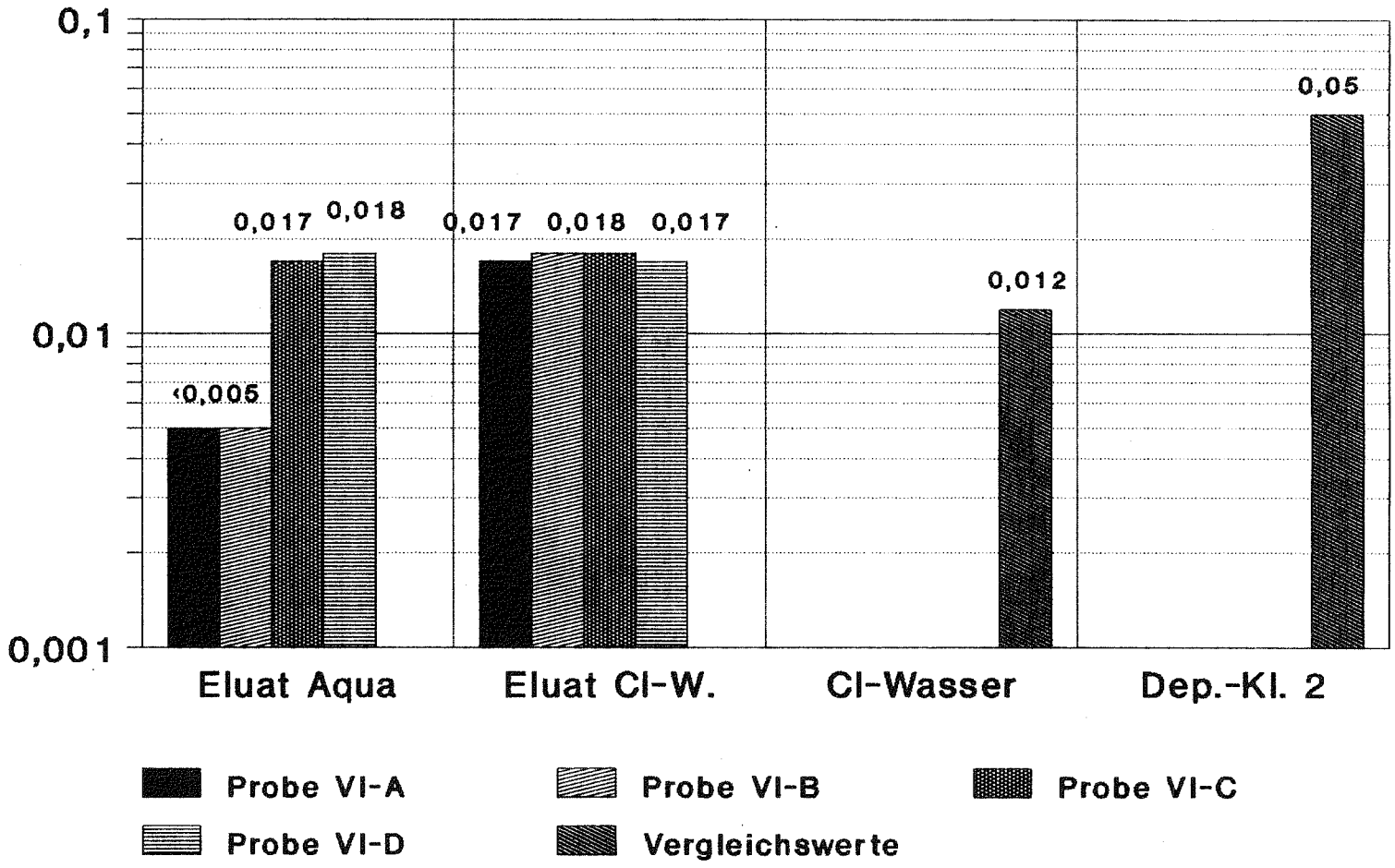


Abb.III.5/67

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe VI

Zinkkonzentration in mg/l

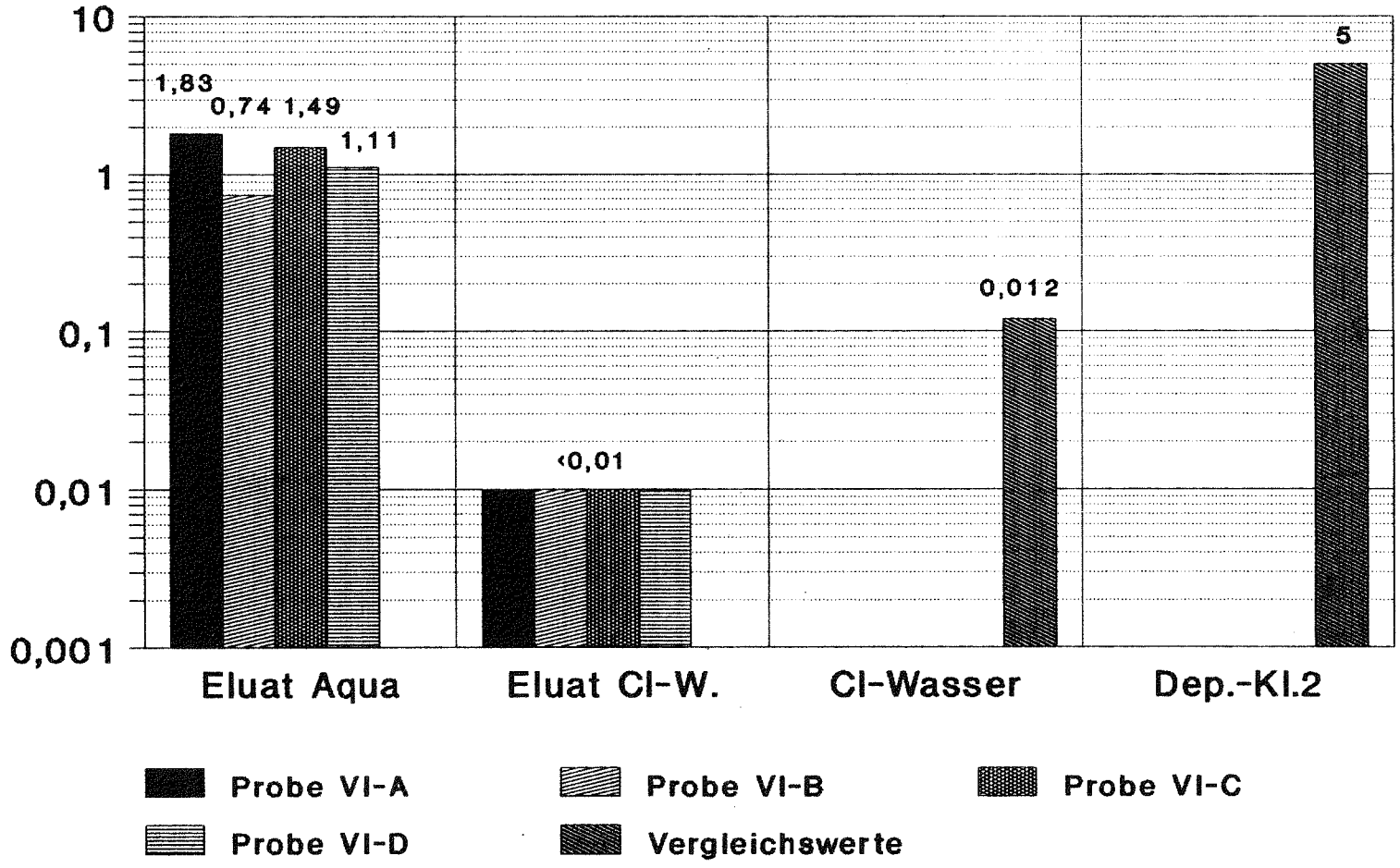


Abb.III.5/68

S4-Versuche,unbeh.Proben,Abfallgruppe VI

Summe PAK

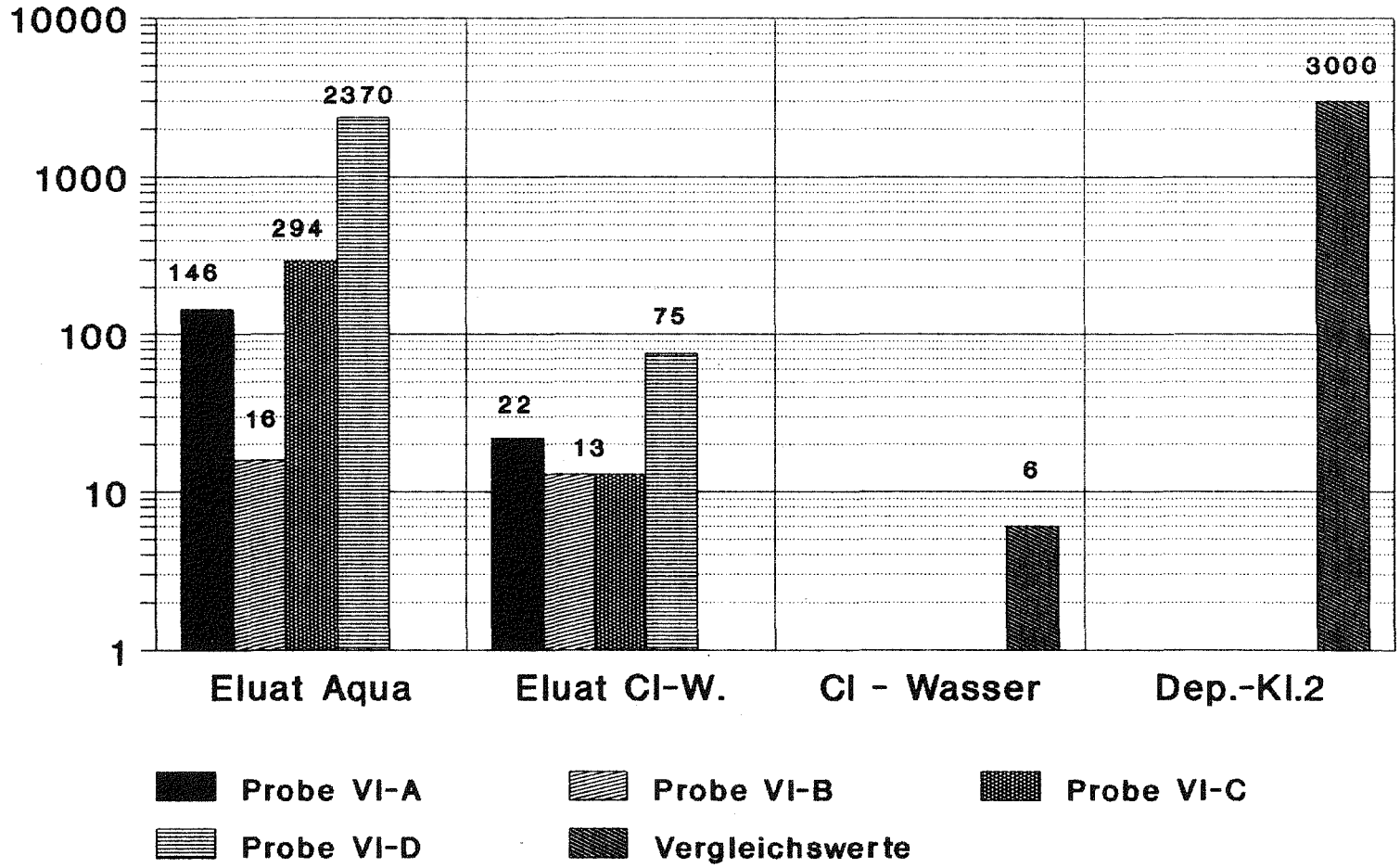
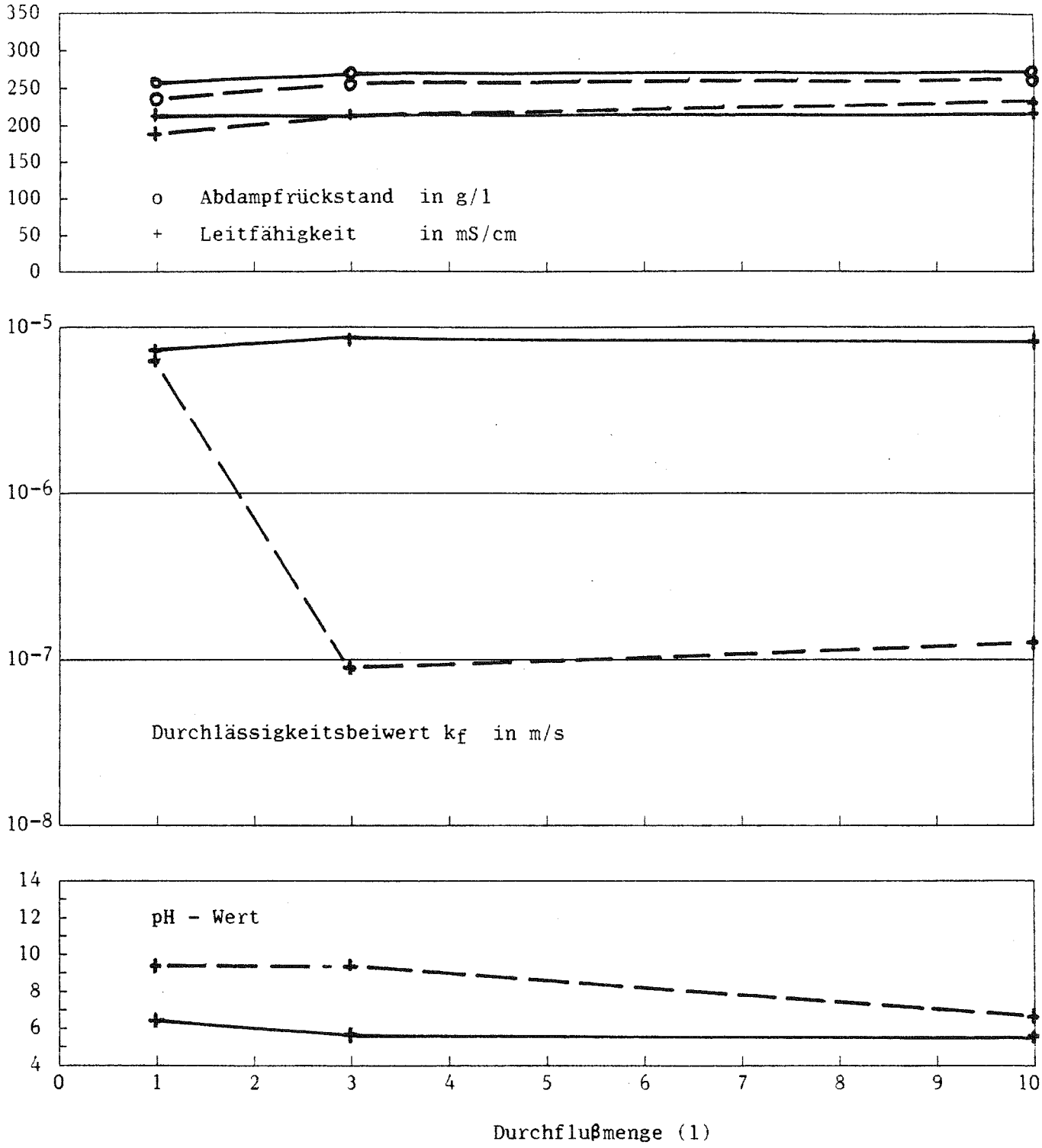


Abb.III.5/69

Druckelution an den vorbehandelten Proben VI-A
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 5 und 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

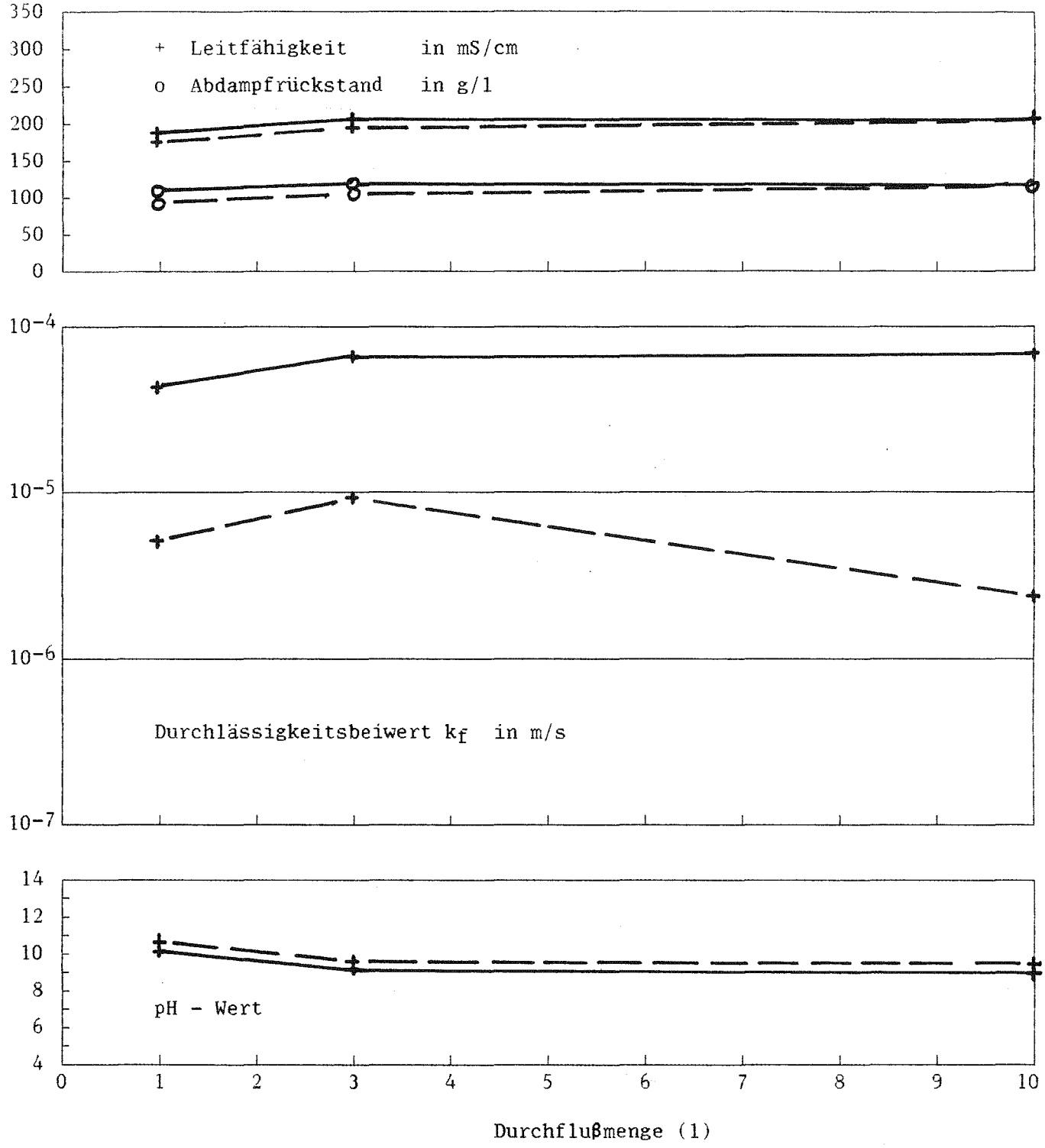
Abb. III.5/70



———— Probe VI-A V5 — — — — Probe VI-A V10

Druckelution an den vorbehandelten Proben VI-B
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 5 und 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

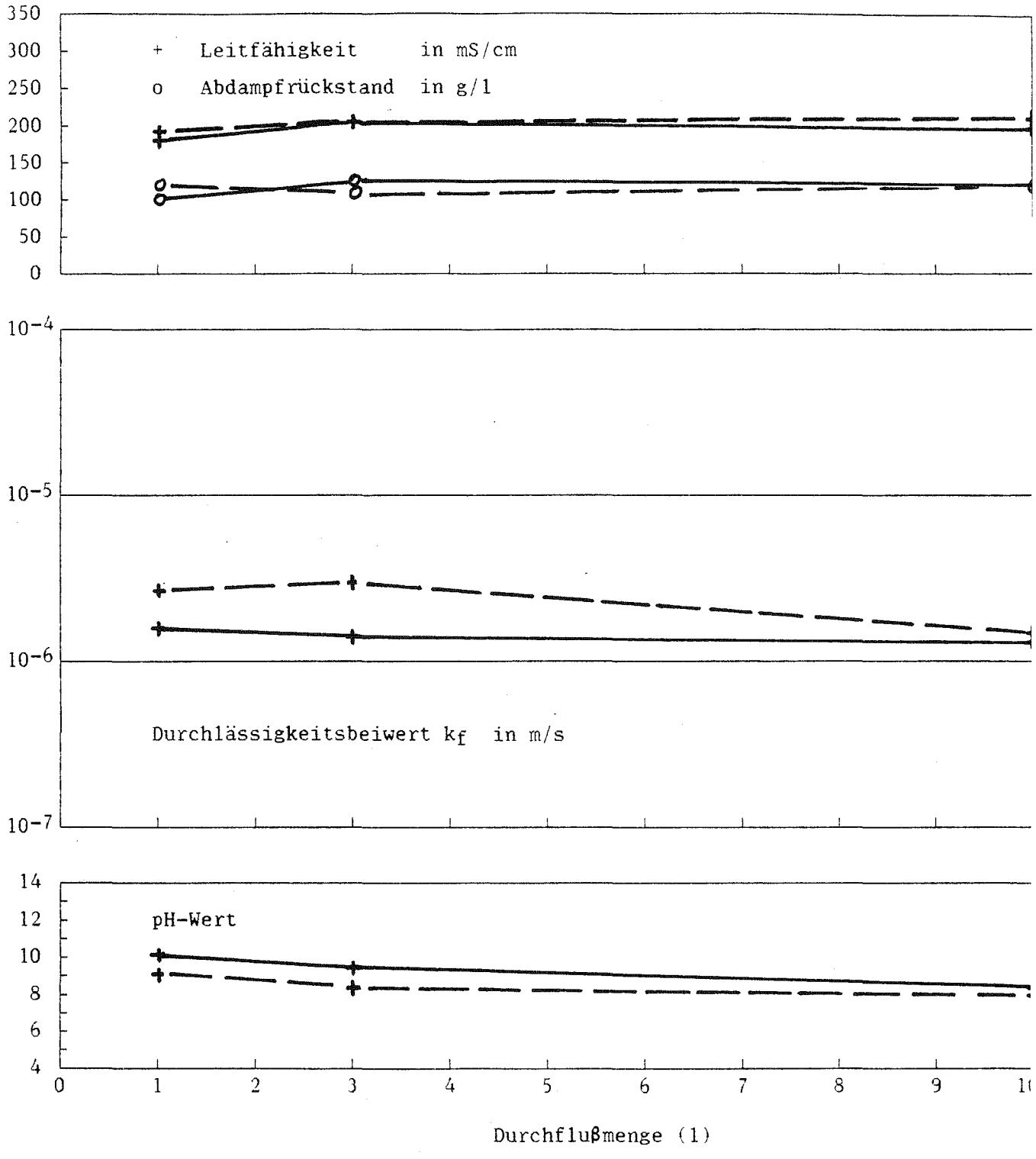
Abb. III.5/71



——————— Probe VI-B V5 — — — — Probe VI-B V10

Druckelution an den vorbehandelten Proben VI-C
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 5 und 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

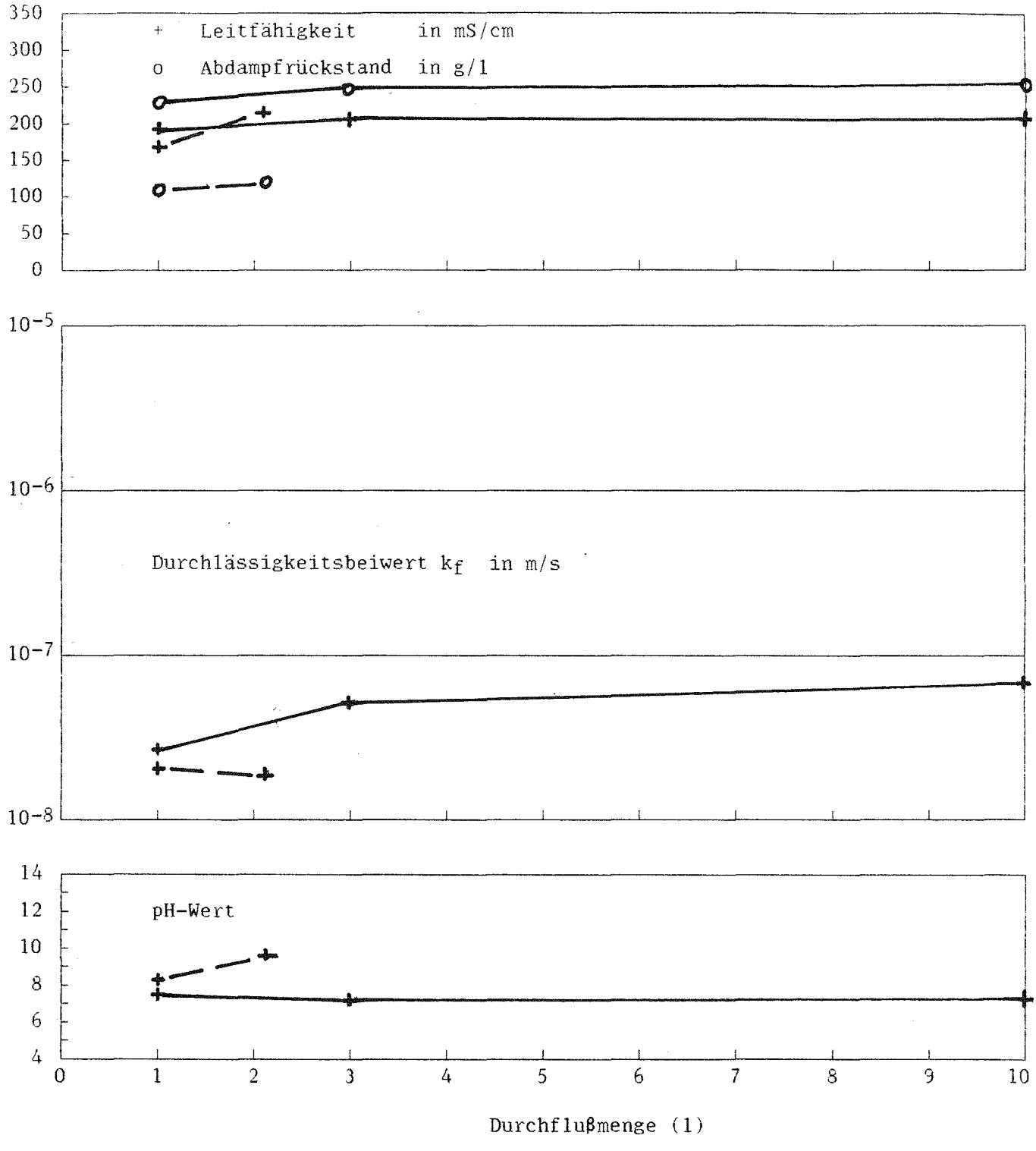
Abb. III.5/72



——————— Probe VI-C V5 — — — — Probe VI-C V10

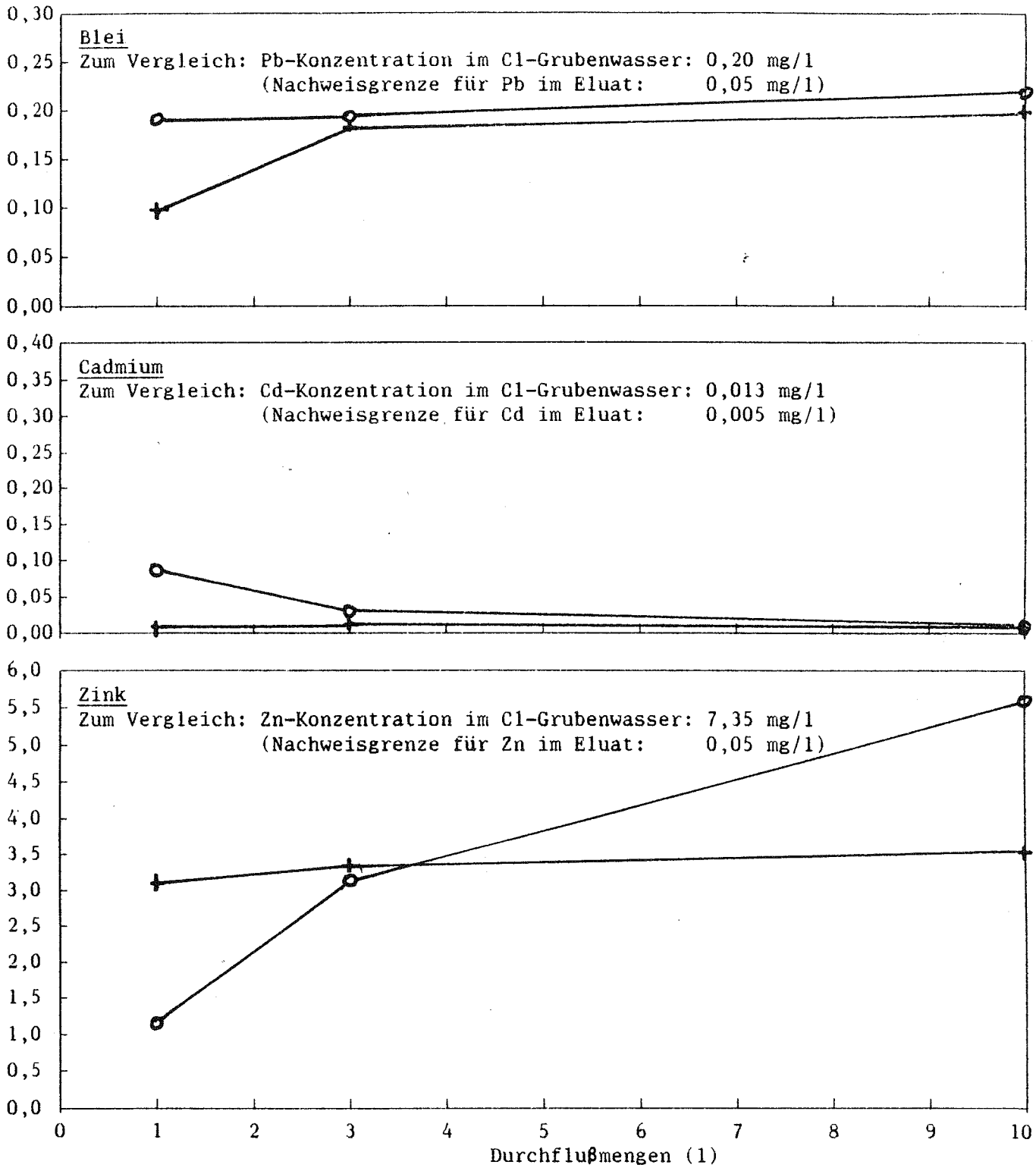
Druckelution an den vorbehandelten Proben VI-D
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe : 5 und 10 %
Elutionsmittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/73



Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-A
Verfestigung mit Wasser
Zementzugabe 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/74

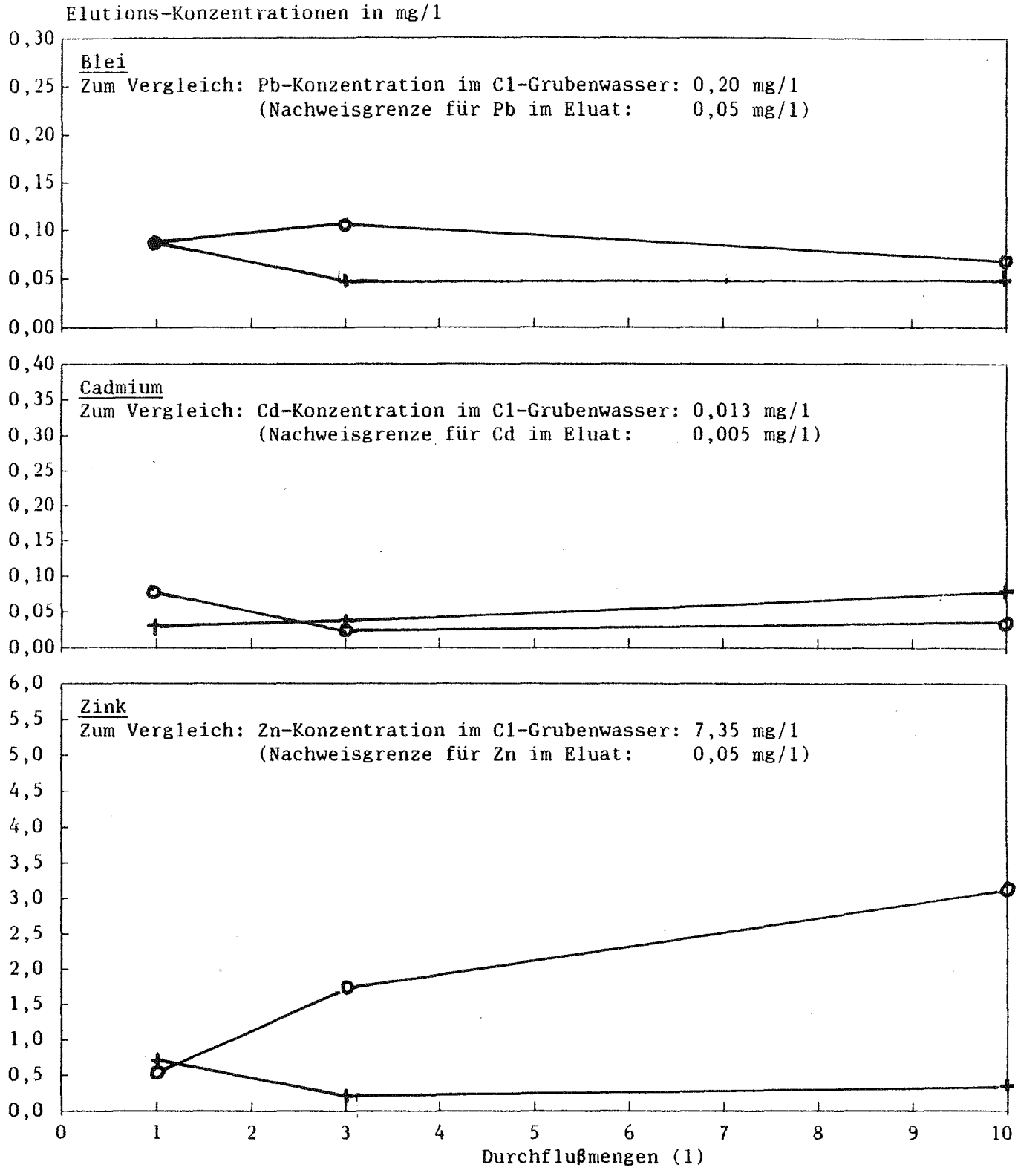


+———+ Probe verfestigt mit Wasser und 5 % Zementzusatz VI-A V5

o———o Probe verfestigt mit Wasser und 10 % Zementzusatz VI-A V10

Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-B
Verfestigung mit Wasser
Zementzugabe 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/75

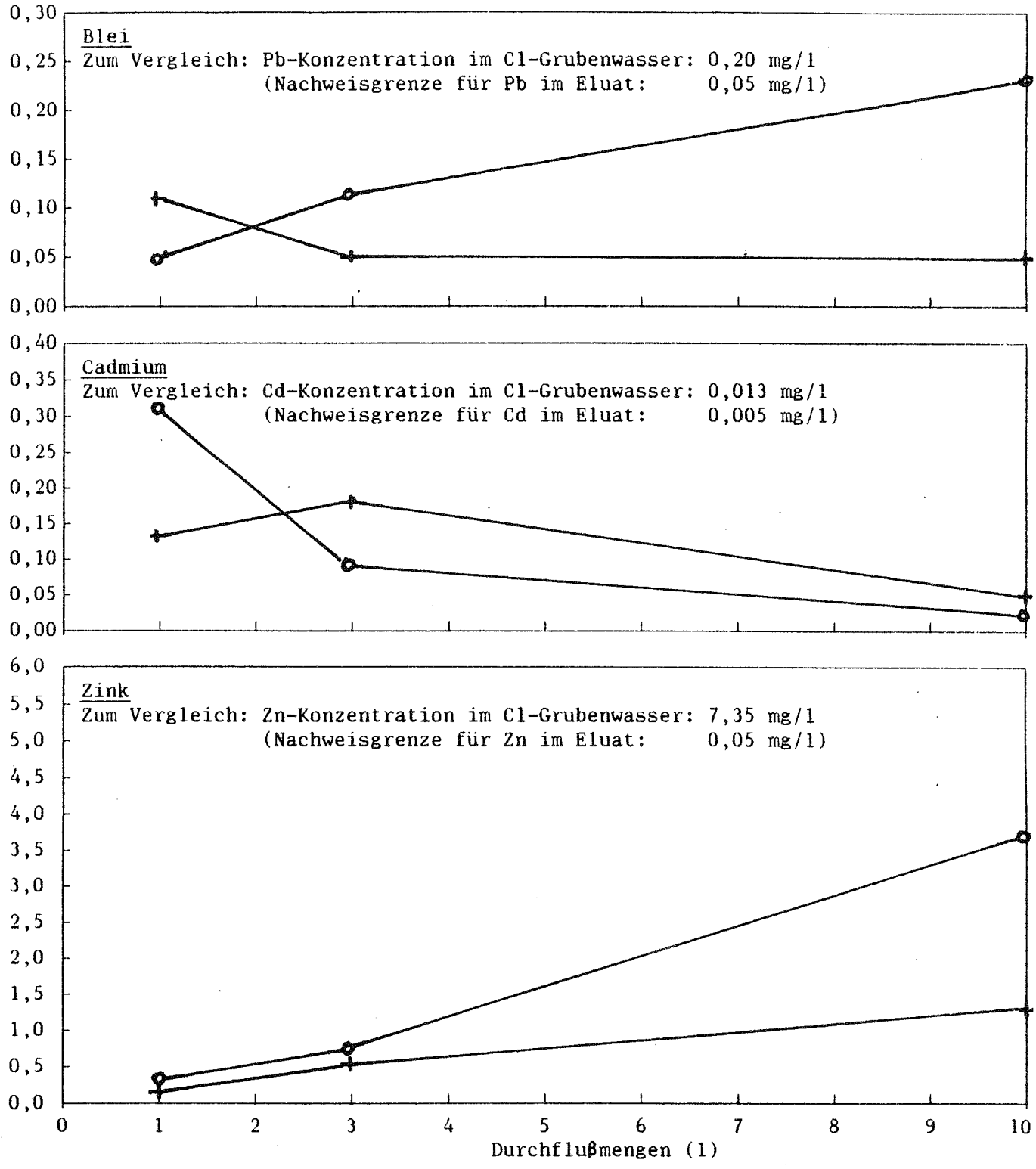


+———+ Probe verfestigt mit Wasser und 5 % Zementzusatz VI-B V5

o———o Probe verfestigt mit Wasser und 10 % Zementzusatz VI-B V10

Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-C Abb. III.5/76
Verfestigung mit Wasser
Zementzugabe 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Elutions-Konzentrationen in mg/1



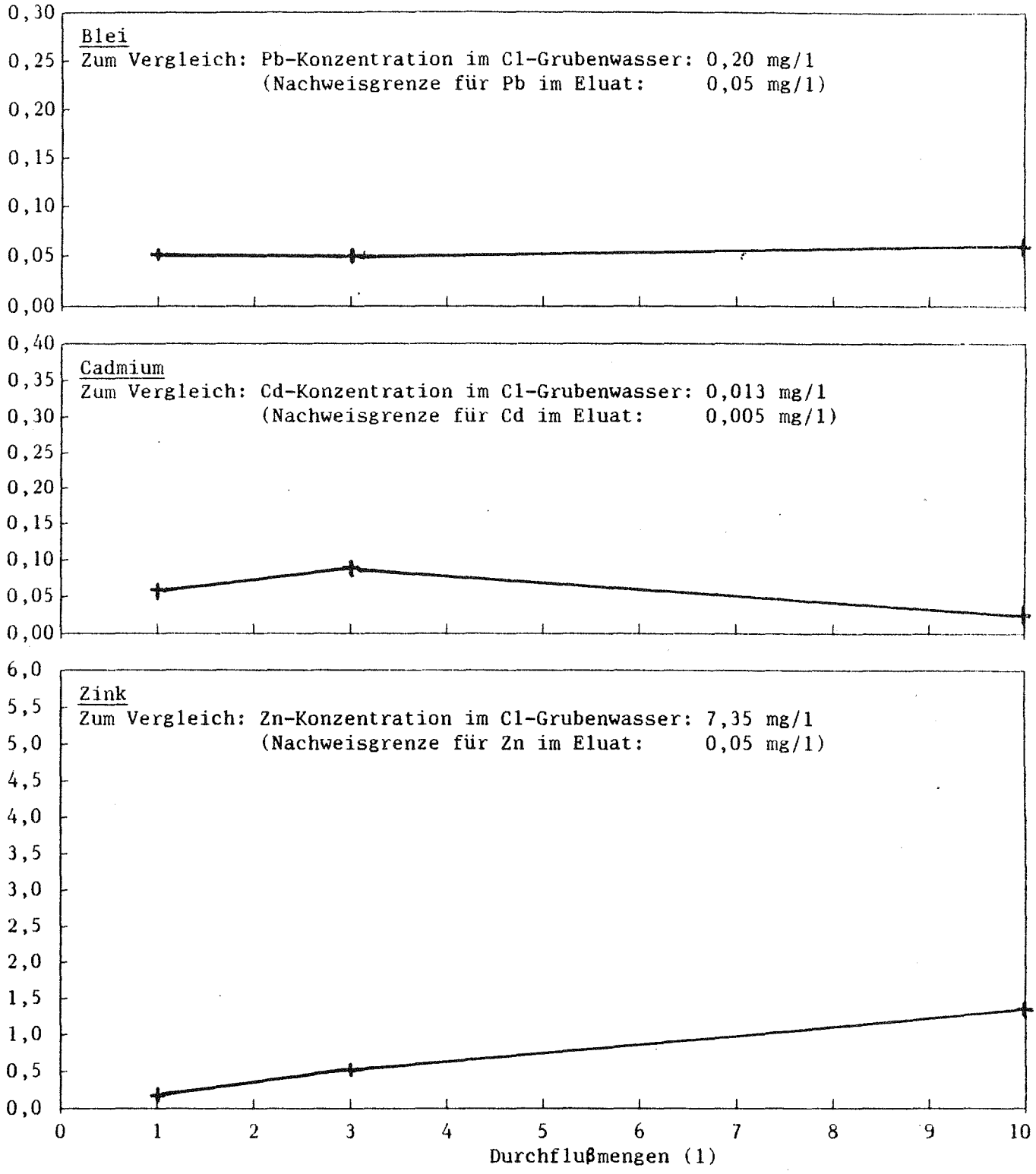
+———+ Probe verfestigt mit Wasser und 5 % Zementzusatz VI-C V5

o———o Probe verfestigt mit Wasser und 10 % Zementzusatz VI-C V10

Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-D
Verfestigung mit Wasser
Zementzugabe 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/77

Elutions-Konzentrationen in mg/1

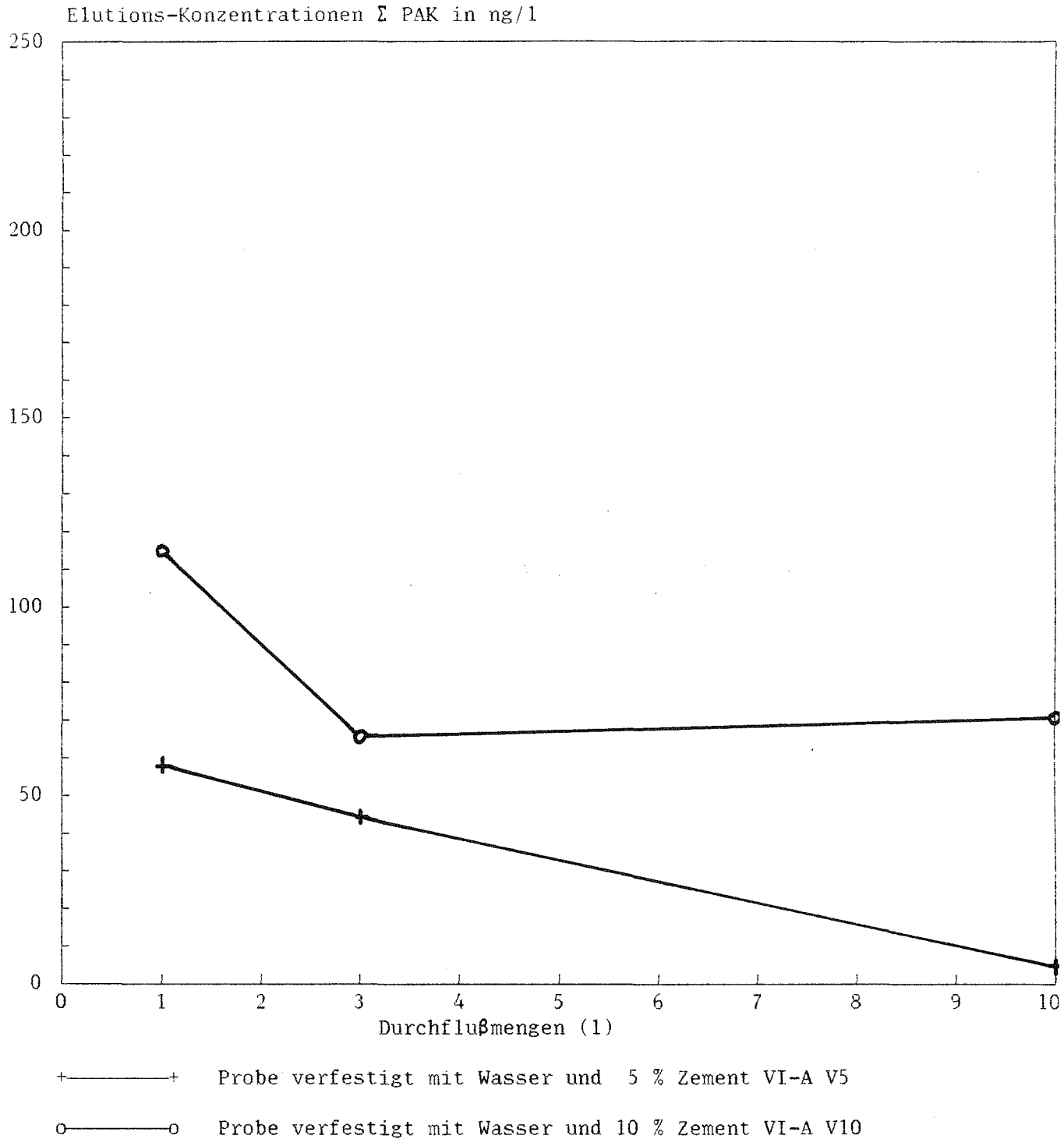


+———+ Probe verfestigt mit Wasser und 5 % Zementzusatz VI-D V5

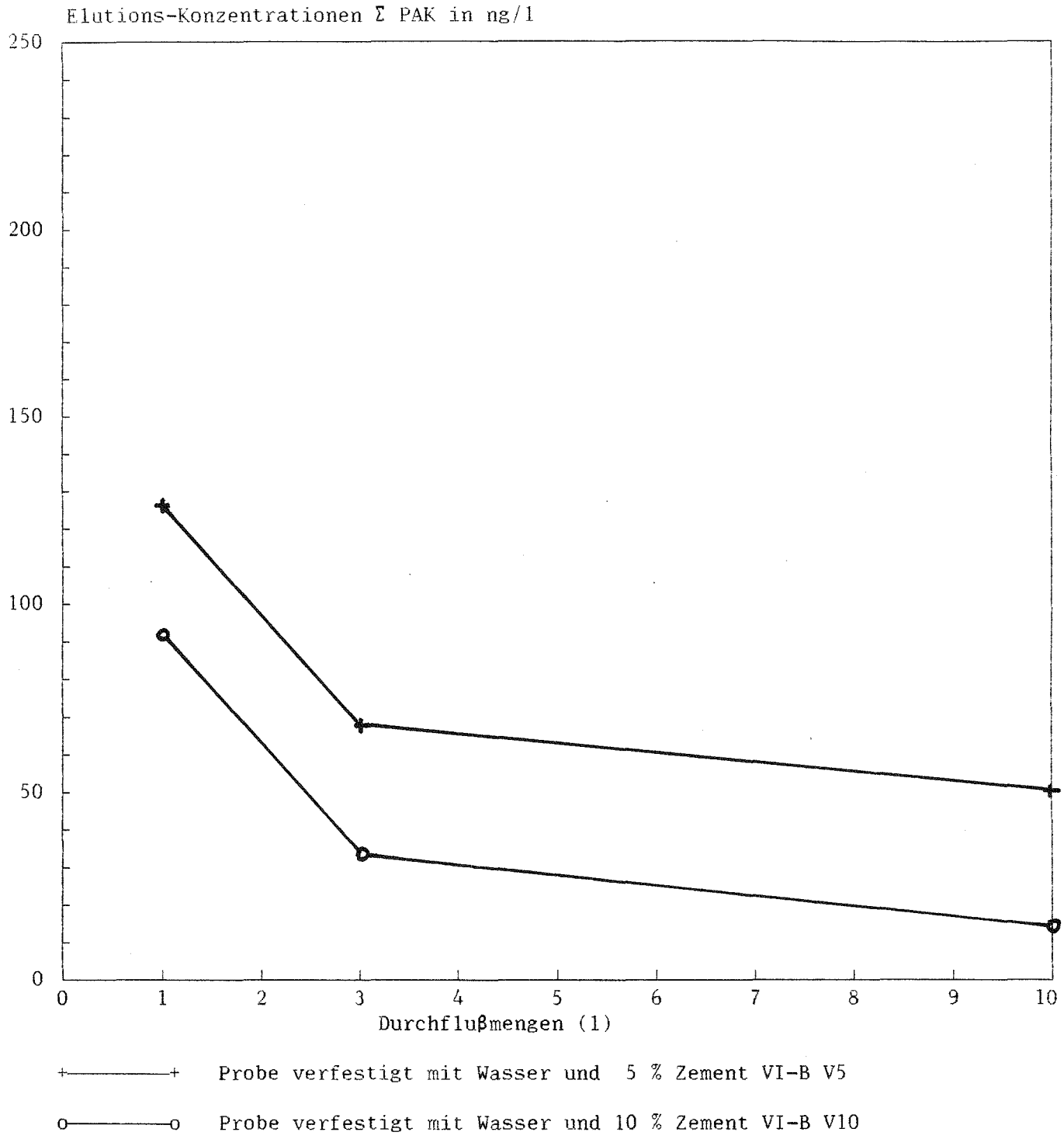
Bei der Probe verfestigt mit Wasser und 10 % Zementzusatz VI-D V10 liegen alle Werte unter der jeweiligen Nachweisgrenze

Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-A
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe: 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/78

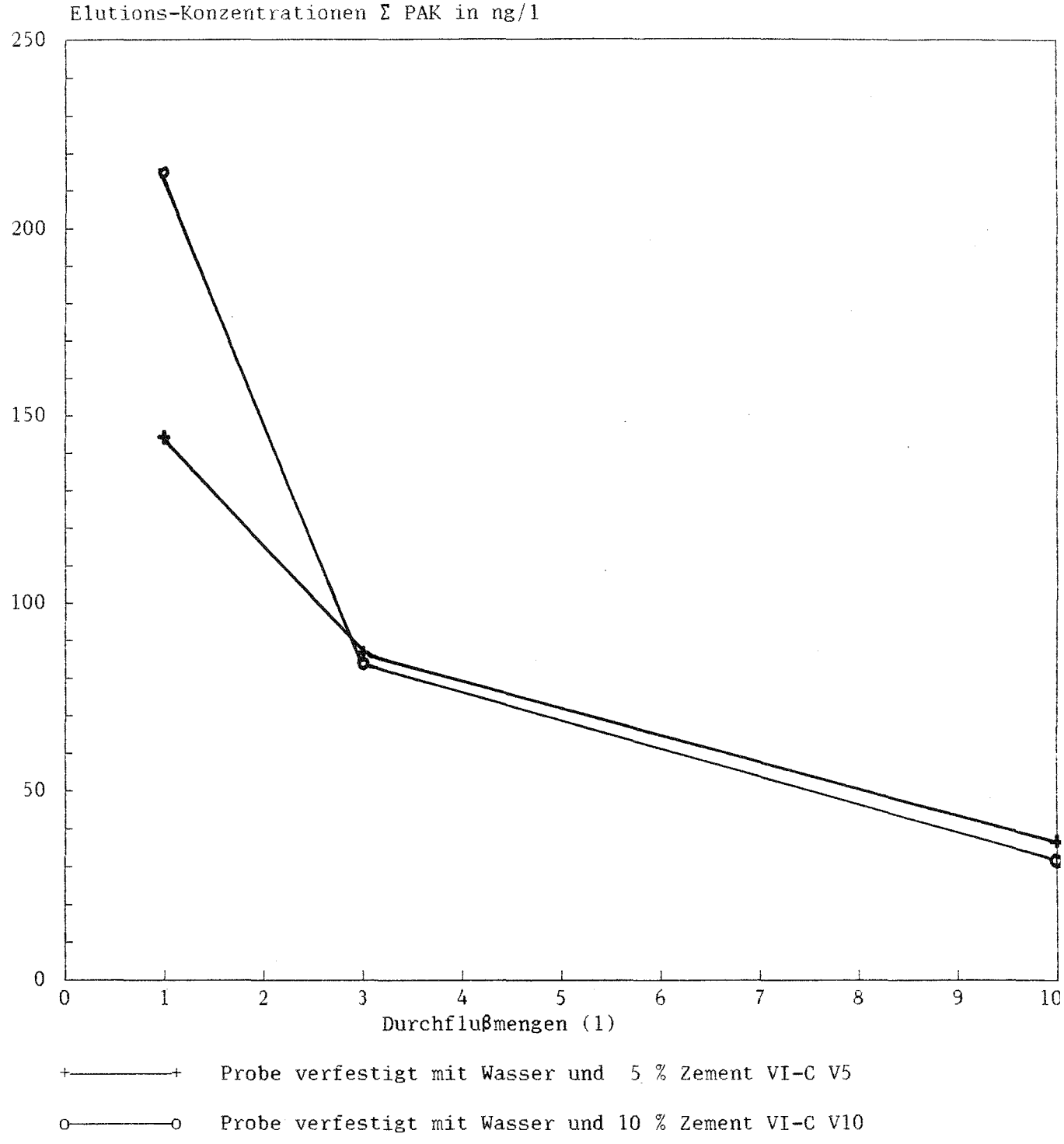


Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-B Abb. III.5/79
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe: 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser



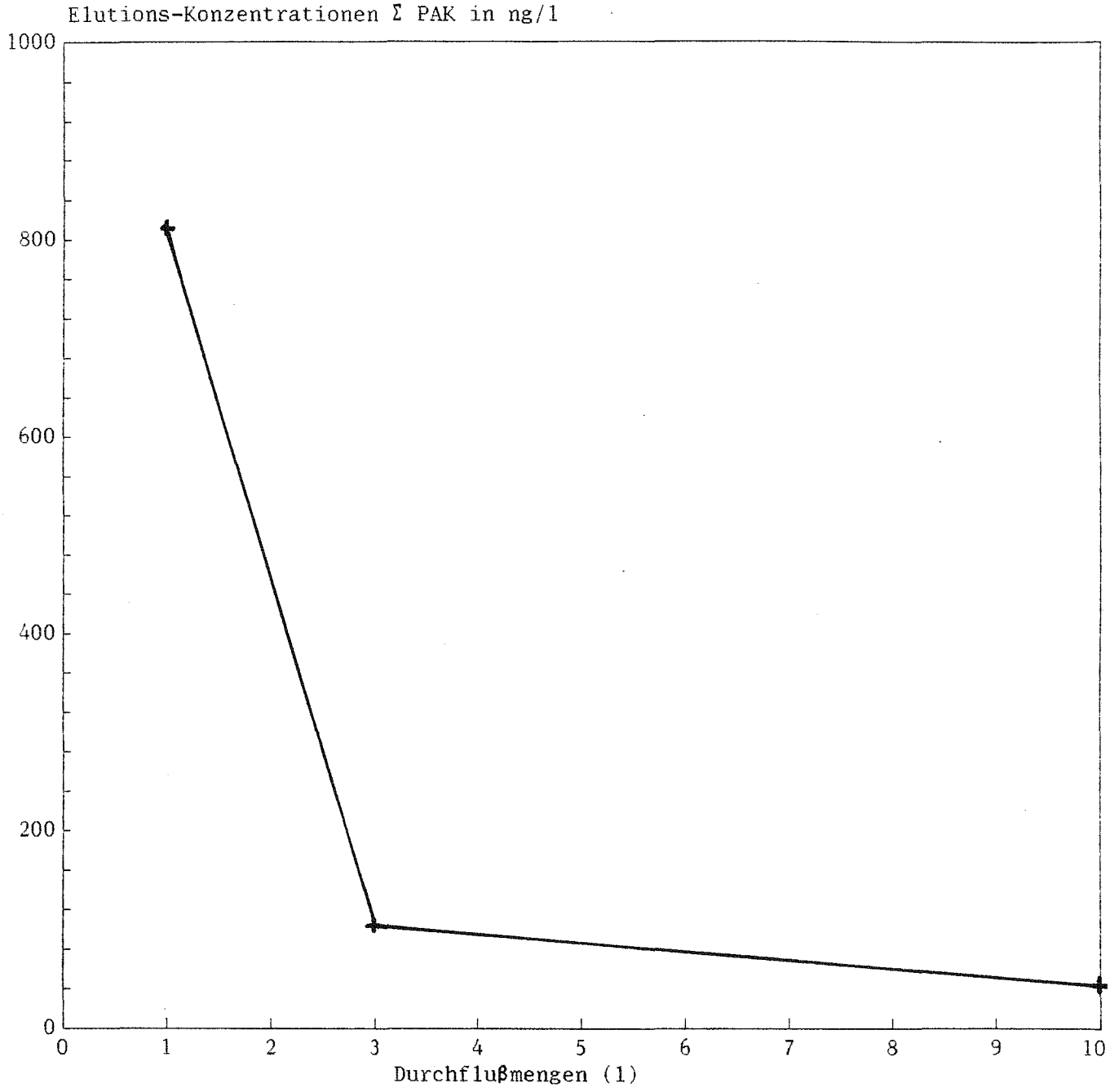
Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-C
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe: 5 und 10 %
Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser

Abb. III.5/80



Druckelutionen an vorbehandelten Proben VI-D Abb. III.5/81
Verfestigung mit Wasser
Zement-Zugabe: 5 % (Werte der Probe mit 10 % Zement nicht auswertbar)

Elutions-Mittel: Chlorid-Grubenwasser



+———— Probe verfestigt mit Wasser und 5 % Zement VI-A V5

S4-Versuche,unbeh.Proben,AbfallgruppeVII

Elektrische Leitfähigkeit in mS/cm

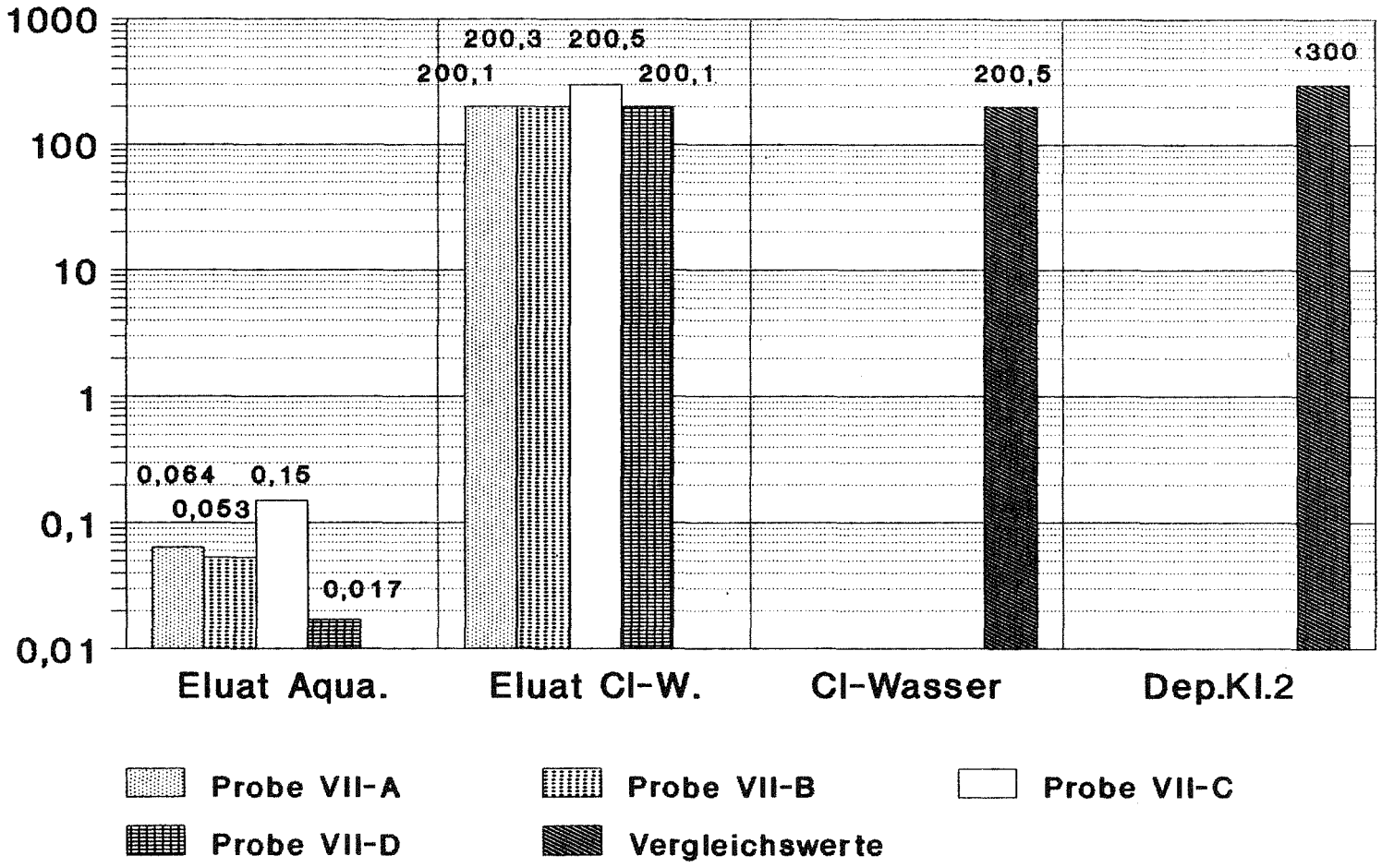


Abb.III.5/82

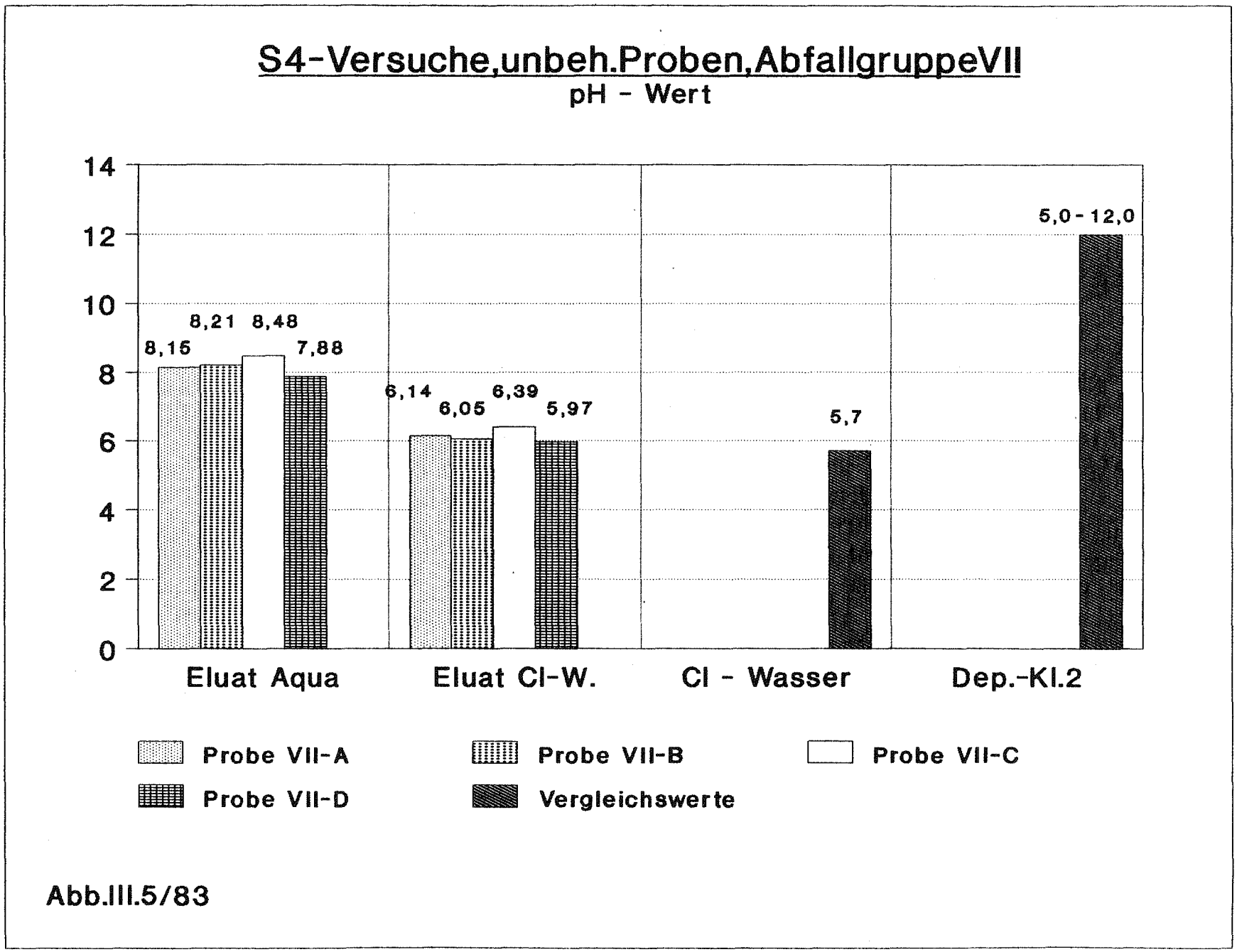

S4-Versuche,unbeh.Proben,AbfallgruppeVII
pH - Wert
14
12
10
8
6
4
2
0
8,15
8,21
8,48
7,88
6,14
6,05
6,39
5,97
5,7
5,0 - 12,0
Eluat Aqua
Eluat Cl-W.
Cl - Wasser
Dep.-Kl.2
Probe VII-A
Probe VII-B
Probe VII-C
Probe VII-D
Vergleichswerte

Abb.III.5/83

S4-Versuche,unbeh.Proben,AbfallgruppeVII

Bleikonzentration in mg/l

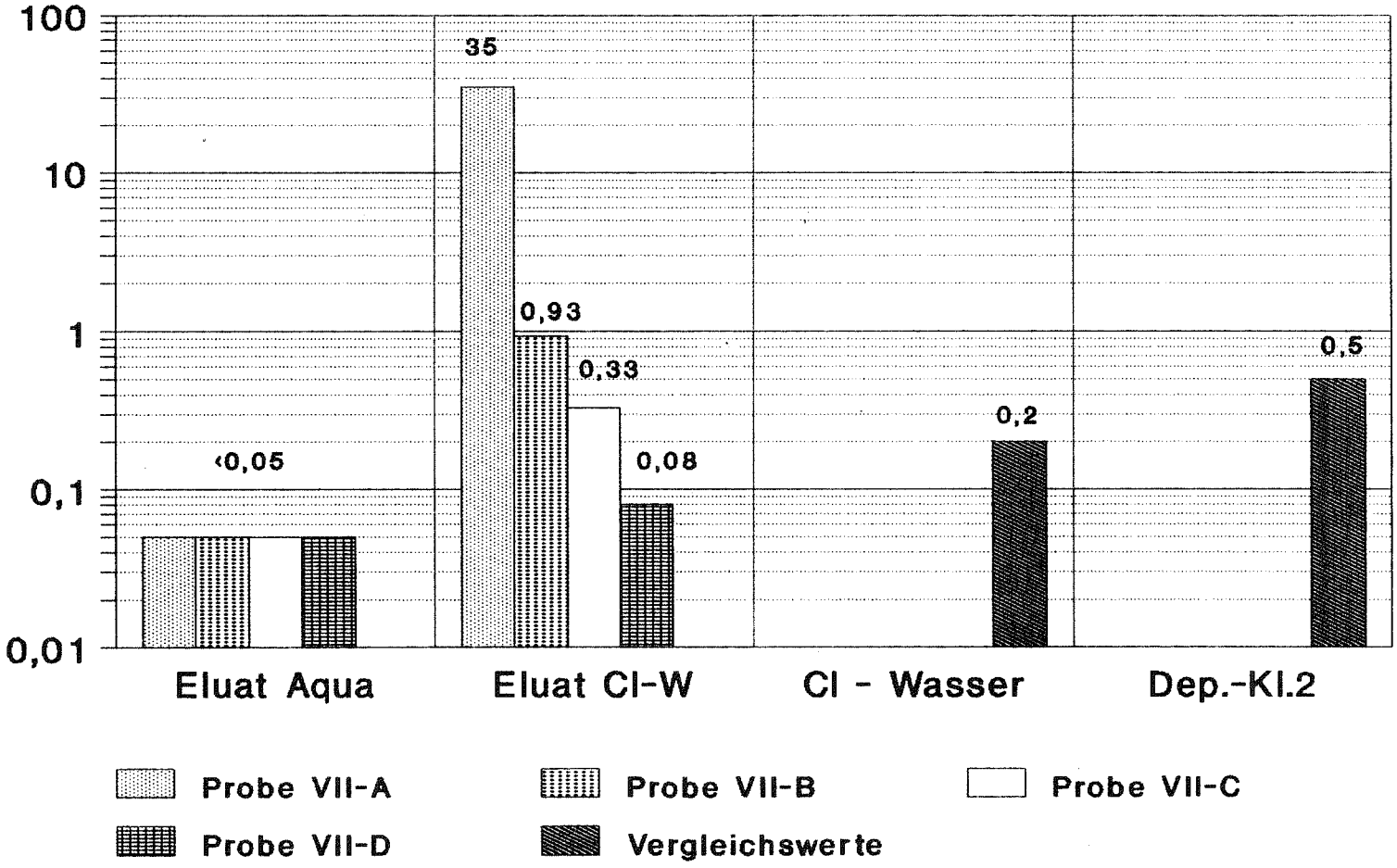


Abb.III.5/84

S4-Versuche,unbeh.Proben,AbfallgruppeVII

Cadmiumkonzentration in mg/l

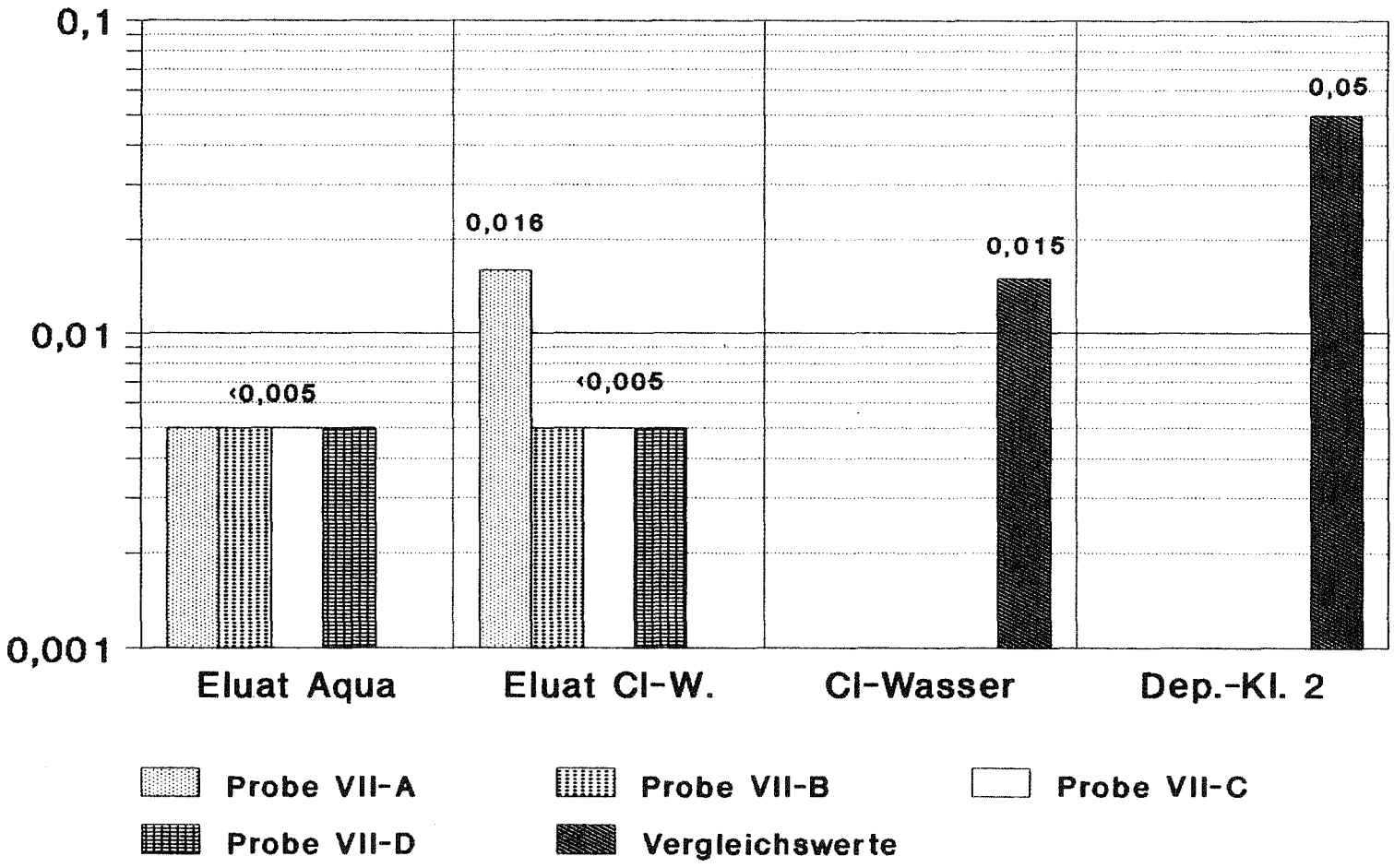


Abb.III.5/85

S4-Versuche,unbeh.Proben,AbfallgruppeVII

Zinkkonzentration in mg/l

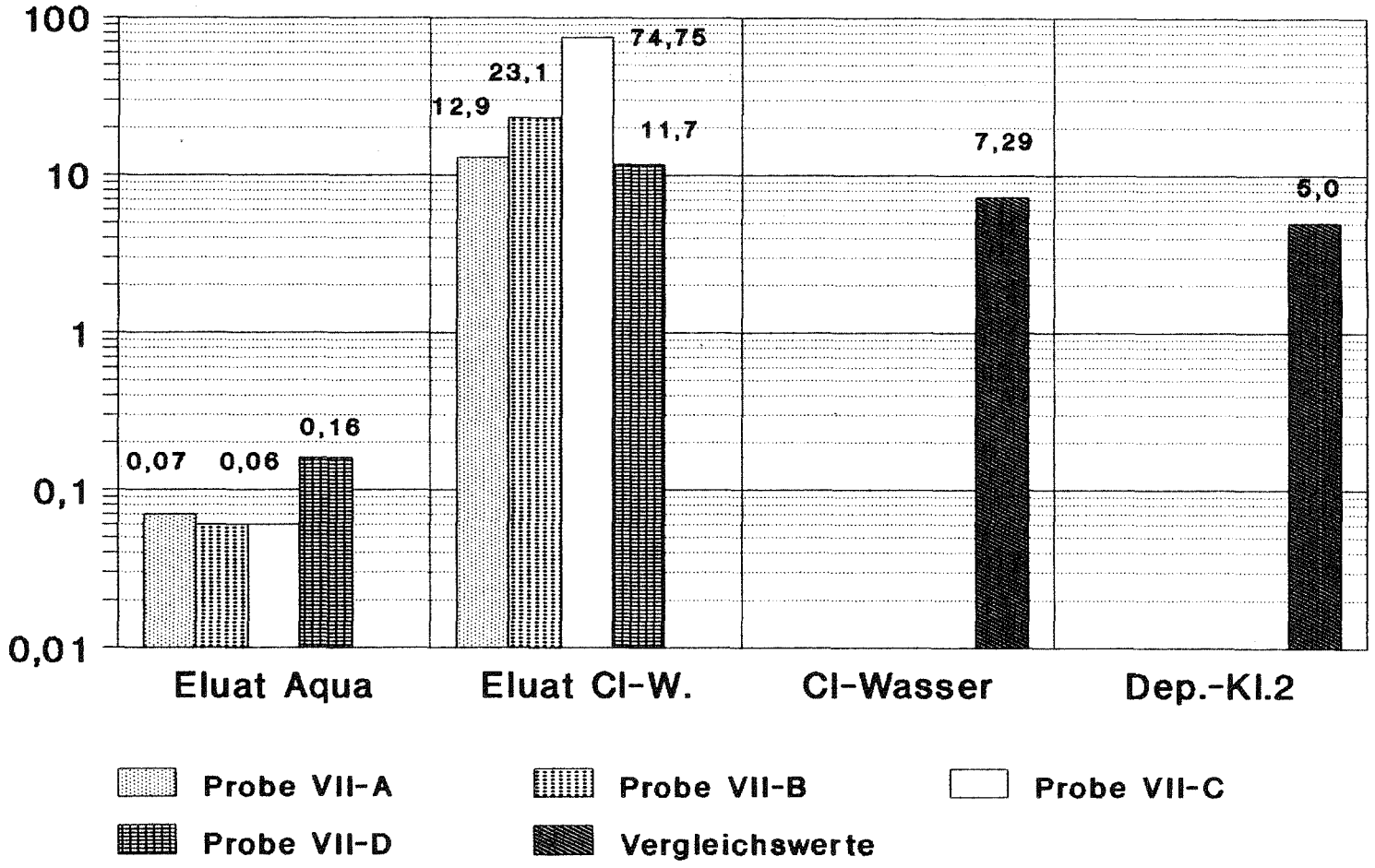


Abb.III.5/86

III.7 Anhang III/II

Rechenblätter

Rechenblatt RIII/1
RGR-Rückstände MVA Oberhausen
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältniswerte

Parameter	Eluat m. Aqua dem. (1)	Eluat m. Cl-Wasser (2)	Eluens Cl-Wasser (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Stoffe mg/l:					Verhältniswerte:			
Fluorid	4,0400	1,6000	0,2100	5,0000	0,3960	7,6190	0,3200	80,8000
Ammonium	0,2100	38,0000	116,0000	4,1000	180,9524	0,3276	9,2683	5,1220
Nitrat	0,5000	0,0500	0,5000	22,6000	0,1000	0,1000	0,0022	2,2124
Phosphat	0,0300	2,6000	0,0300	3,3000	86,6667	86,6667	0,7879	0,9091
Cyanid ges	0,0100	0,0100	0,0100	0,5000	1,0000	1,0000	0,0200	2,0000
Arsen	0,0050	0,0010	0,0020	1,0000	0,2000	0,5000	0,0010	0,5000
Blei	0,4900	2,6400	0,2200	0,5000	5,3878	12,0000	5,2800	98,0000
Cadmium	0,0050	10,7000	0,0090	0,0500	2140,0000	1188,8889	214,0000	10,0000
Chrom ges	0,0600	0,0200	0,0100	1,0000	0,3333	2,0000	0,0200	6,0000
Chrom VI	0,0100	0,0100	0,0100	0,1000	1,0000	1,0000	0,1000	10,0000
Eisen	0,1000	0,1000	88,0000	2,0000	1,0000	0,0011	0,0500	5,0000
Mangan	0,0100	0,0100	9,2000	1,0000	1,0000	0,0011	0,0100	1,0000
Kupfer	0,0200	0,0600	0,0800	1,0000	3,0000	0,7500	0,0600	2,0000
Zink	0,5100	1,0000	4,4300	5,0000	1,9608	0,2257	0,2000	10,2000
Nickel	0,0500	0,0500	0,0500	0,5000	1,0000	1,0000	0,1000	10,0000
Quecks.	0,0010	0,0002	0,0002	0,0050	0,2000	1,0000	0,0400	20,0000
Selen	0,0030	0,0030	0,0010	0,0010	1,0000	3,0000	3,0000	300,0000
Antimon	0,0070	0,7900	0,0010	0,1000	112,8571	790,0000	7,9000	7,0000
Zinn	0,1000	0,1000	0,0300	0,5000	1,0000	3,3333	0,2000	20,0000
Barium	0,1800	3,0500	16,1000	1,0000	16,9444	0,1894	3,0500	18,0000
Beryllium	0,0090	0,0020	0,0020	0,0050	0,2222	1,0000	0,4000	180,0000
Bor	0,1800	4,3100	5,0000	1,0000	23,9444	0,8620	4,3100	18,0000
Kobalt	0,0300	0,0100	0,0100	0,5000	0,3333	1,0000	0,0200	6,0000
Vanadium	0,0500	0,1400	0,1300	0,2000	2,8000	1,0769	0,7000	25,0000
Σ PAK	0,0001	0,0001	0,0005	0,0030	1,0000	0,2000	0,0333	3,3333

A	Parameter	Eluat > Eluens	Eluat > Richtwert
	Blei	12,0000	5,2800
	Cadmium	1188,8889	214,0000
	Selen	3,0000	3,0000
	Antimon	790,0000	79,0000

B	Parameter	Eluat > Eluens	Eluat < Richtwert
	Fluorid	7,6190	0,3200
	Phosphat	86,6667	0,7879
	Chrom ges	2,0000	0,0200
	Zinn	3,3333	0,2000
	Vanadium	1,0769	0,7000

C	Parameter	Eluat < Eluens	Eluat > Richtwert
	Ammonium	0,3276	9,2683
	Barium	0,1894	3,0500
	Bor	0,8620	4,3100

Rechenblatt RIII/2
RGR-Rückstände MVA Essen-Karnap
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältniswerte

Parameter	Eluat m. Aqua dem. (1)	Eluat m. Cl-Wasser (2)	Eluens Cl-Wasser (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn.(2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Stoffe mg/l:					Verhältniswerte:			
Fluorid	6,5000	2,8000	0,2100	5,0000	0,4308	13,3333	0,5600	130,0000
Ammonium	0,1900	88,1000	116,0000	4,1000	463,6842	0,7595	21,4878	4,6341
Nitrat	0,5000	0,0500	0,5000	22,6000	0,1000	0,1000	0,0022	2,2124
Phosphat	0,0300	0,0300	0,0300	3,3000	1,0000	1,0000	0,0091	0,9091
Cyanid ges	0,0100	0,0100	0,0100	0,5000	1,0000	1,0000	0,0200	2,0000
Arsen	0,0020	0,0010	0,0020	1,0000	0,5000	0,5000	0,0010	0,2000
Blei	0,0900	103,0000	0,2200	0,5000	1144,4444	468,1818	206,0000	18,0000
Cadmium	0,0650	13,2800	0,0090	0,0500	204,3077	1475,5556	265,6000	130,0000
Chrom ges	0,0500	0,0100	0,0100	1,0000	0,2000	1,0000	0,0100	5,0000
Chrom VI	0,0100	0,0100	0,0100	0,1000	1,0000	1,0000	0,1000	10,0000
Eisen	0,1000	0,1000	88,0000	2,0000	1,0000	0,0011	0,0500	5,0000
Mangan	0,0100	2,2700	9,2000	1,0000	227,0000	0,2467	2,2700	1,0000
Kupfer	0,0300	0,1700	0,0800	1,0000	5,6667	2,1250	0,1700	3,0000
Zink	0,1600	121,0000	4,4300	5,0000	756,2500	27,3138	24,2000	3,2000
Nickel	0,0500	0,0500	0,0500	0,5000	1,0000	1,0000	0,1000	10,0000
Quecks.	0,0015	0,0002	0,0002	0,0050	0,1333	1,0000	0,0400	30,0000
Selen	0,0050	0,0030	0,0010	0,0010	0,6000	3,0000	3,0000	500,0000
Antimon	0,0190	0,4100	0,0010	0,1000	21,5789	410,0000	4,1000	19,0000
Zinn	0,2000	0,4000	0,0300	0,5000	2,0000	13,3333	0,8000	40,0000
Barium	0,4600	4,0000	16,1000	1,0000	8,6957	0,2484	4,0000	46,0000
Beryllium	0,0110	0,0020	0,0020	0,0050	0,1818	1,0000	0,4000	220,0000
Bor	0,7300	4,6100	5,0000	1,0000	6,3151	0,9220	4,6100	73,0000
Kobalt	0,0200	0,0100	0,0100	0,5000	0,5000	1,0000	0,0200	4,0000
Vanadium	0,0700	0,1200	0,1300	0,2000	1,7143	0,9231	0,6000	35,0000
Σ PAK	0,0001	0,0001	0,0005	0,0030	1,0000	0,2000	0,0333	3,3333

A	Parameter	Eluat > Eluens	Eluat > Richtwert
	Blei	468,1818	206,0000
	Cadmium	1475,5556	265,6000
	Zink	27,3138	24,2000
	Selen	3,0000	3,0000
	Antimon	410,0000	4,1000

B	Parameter	Eluat > Eluens	Eluat < Richtwert
	Fluorid	13,3333	0,5600
	Kupfer	2,1250	0,1700
	Zinn	13,3333	0,8000

C	Parameter	Eluat < Eluens	Eluat > Richtwert
	Ammonium	0,7595	21,4878
	Mangan	0,2467	2,2700
	Barium	0,2484	4,0000
	Bor	0,9220	4,6100

Rechenblatt RIII.3
RGR-Rückstände MVA Düsseldorf
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältniswerte

Parameter	Eluat m. Aqua dem. (1)	Eluat m. Cl-Wasser (2)	Eluens Cl-Wasser (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	
Stoffe mg/l:					Verhältniswerte:			
Fluorid	1,9000	0,0600	0,2100	5,0000	0,0316	0,2857	0,0120	38,0000
Ammonium	0,3100	75,2000	116,0000	4,1000	242,5806	0,6483	18,3415	7,5610
Nitrat	0,5000	0,5000	0,5000	22,6000	1,0000	1,0000	0,0221	2,2124
Phosphat	0,0300	0,0300	0,0300	3,3000	1,0000	1,0000	0,0091	0,9091
Cyanid ges	0,0100	0,0100	0,0100	0,5000	1,0000	1,0000	0,0200	2,0000
Arsen	0,0070	0,0010	0,0020	1,0000	0,1429	0,5000	0,0010	0,7000
Blei	4,0000	51,0000	0,2200	0,5000	12,7500	231,8182	102,0000	800,0000
Cadmium	0,0050	0,0050	0,0090	0,0500	1,0000	0,5556	0,1000	10,0000
Chrom ges	0,0500	0,0100	0,0100	1,0000	0,2000	1,0000	0,0100	5,0000
Chrom VI	0,0100	0,0100	0,0100	0,1000	1,0000	1,0000	0,1000	10,0000
Eisen	0,1000	0,1000	88,0000	2,0000	1,0000	0,0011	0,0500	5,0000
Mangan	0,0100	0,0100	9,2000	1,0000	1,0000	0,0011	0,0100	1,0000
Kupfer	0,0300	0,1200	0,0800	1,0000	4,0000	1,5000	0,1200	3,0000
Zink	3,1000	0,2600	4,4300	5,0000	0,0839	0,0587	0,0520	62,0000
Nickel	0,0500	0,0500	0,0500	0,5000	1,0000	1,0000	0,1000	10,0000
Quecks.	0,0005	0,0002	0,0002	0,0050	0,4000	1,0000	0,0400	10,0000
Selen	0,0070	0,0010	0,0010	0,0010	0,1429	1,0000	1,0000	700,0000
Antimon	0,0010	0,0480	0,0010	0,1000	48,0000	48,0000	0,4800	1,0000
Zinn	0,1000	0,1000	0,0300	0,5000	1,0000	3,3333	0,2000	20,0000
Barium	1,4900	6,4800	16,1000	1,0000	4,3490	0,4025	6,4800	149,0000
Beryllium	0,0090	0,0020	0,0020	0,0050	0,2222	1,0000	0,4000	180,0000
Bor	0,2800	1,3500	5,0000	1,0000	4,8214	0,2700	1,3500	28,0000
Kobalt	0,0100	0,0100	0,0100	0,5000	1,0000	1,0000	0,0200	2,0000
Vanadium	0,0700	0,0700	0,1300	0,2000	1,0000	0,5385	0,3500	35,0000
Σ PAK	0,0001	0,0001	0,0005	0,0030	1,0000	0,2000	0,0333	3,3333

A	Parameter	Eluat > Eluens	Eluat > Richtwert
	Blei	231,8182	102,0000

B	Parameter	Eluat > Eluens	Eluat < Richtwert
	Kupfer	1,5000	0,1200
	Zinn	3,3333	0,2000
	Antimon	48,0000	0,4800

C	Parameter	Eluat < Eluens	Eluat > Richtwert
	Ammonium	0,6483	18,3415
	Barium	0,4025	6,4800
	Bor	0,2700	1,3500

Rechenblatt RIII/4
Einfluß des Lösungswassers auf die Eluat-Konzentration

Parameter	Probe IA Verhältn. f	Probe IB Verhältn. f	Probe IC Verhältn. f
Stoffe	Verhältniswerte:		
Fluorid	0,3960	0,4308	0,0316
Ammonium	180,9524	463,6842	242,5806
Nitrat	0,1000	0,1000	1,0000
Phosphat	86,6667	1,0000	1,0000
Cyanid ges	1,0000	1,0000	1,0000
Arsen	0,2000	0,5000	0,1429
Blei	5,3878	1144,4444	12,7500
Cadmium	2140,0000	204,3077	1,0000
Chrom ges	0,3333	0,2000	0,2000
Chrom VI	1,0000	1,0000	1,0000
Eisen	1,0000	1,0000	1,0000
Mangan	1,0000	227,0000	1,0000
Kupfer	3,0000	5,6667	4,0000
Zink	1,9608	756,2500	0,0839
Nickel	1,0000	1,0000	1,0000
Quecks.	0,2000	0,1333	0,4000
Selen	1,0000	0,6000	0,1429
Antimon	112,8571	21,5789	48,0000
Zinn	1,0000	2,0000	1,0000
Barium	16,9444	8,6957	4,3490
Beryllium	0,2222	0,1818	0,2222
Bor	23,9444	6,3151	4,8214
Kobalt	0,3333	0,5000	1,0000
Vanadium	2,8000	1,7143	1,0000
Σ PAK	1,0000	1,0000	1,0000

Verhältnisfaktor f : $\frac{\text{Eluat-Konzentration mit Cl-Wasser}}{\text{Eluat-Konzentration mit Wasser}}$

Rechenblatt RIII/5
Probe IA V0 MVA Oberhausen S4 - Schütteltest Zementzuschlag: 0 %
Vergleichswerte f(A), f(E) und f(A,E) zur Beurteilung des Einflusses von Anmachwasser und Eluens

Parameter	V0 - W/W	V0 - G/W	V0 - W/G	V0 - G/G	f(A)	f(A)	f(E)	f(E)	f(A,E)
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)
	mg/l					= (3):(2)	= (5):(4)	= (4):(2)	= (5):(3)	= (5):(2)
Fluorid		1,300	1,100	2,000	1,900	0,846	0,950	1,538	1,727	1,462
Blei		0,060	0,050	17,400	15,200	0,833	0,874	290,000	304,000	253,333
Cadmium		0,005	0,024	8,420	8,220	4,800	0,976	1684,000	342,500	1644,000
Zink		0,050	0,020	1,150	0,480	0,400	0,417	23,000	24,000	9,600
Zinn										
Kupfer										
Antimon		0,001	0,009	0,560	0,510	9,000	0,911	560,000	56,667	510,000
Ammoniak		0,120	1,300	126,000	103,000	10,833	0,817	1050,000	79,231	858,333

Rechenblatt RIII/6
Probe IA V10 MVA Oberhausen S4 - Schütteltest Zementzuschlag: 10 %
Vergleichswerte f(A), f(E) und f(A,E) zur Beurteilung des Einflusses von Anmachwasser und Eluens

Parameter	V10 -W/W	V10 -G/W	V10 -W/G	V10 -G/G	f(A)	f(A)	f(E)	f(E)	f(A,E)
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)
	mg/l					= (3):(2)	= (5):(4)	= (4):(2)	= (5):(3)	= (5):(2)
Fluorid		1,300	1,300	1,100	0,790	1,000	0,718	0,846	0,608	0,608
Blei		0,270	0,260	0,630	2,060	0,963	3,270	2,333	7,923	7,630
Cadmium		0,005	0,005	0,754	3,200	1,000	4,244	150,800	640,000	640,000
Zink		0,540	0,270	0,050	0,070	0,500	1,400	0,093	0,259	0,130
Zinn										
Kupfer										
Antimon		0,002	0,002	0,221	0,490	1,000	2,217	110,500	245,000	245,000
Ammoniak		0,110	1,600	103,000	88,100	14,545	0,855	936,364	55,063	800,909

Rechenblatt RIII/7
Probe IC V0 MVA Düsseldorf S4 - Schütteltest Zementzuschlag: 0 %
Vergleichswerte f(A), f(E) und f(A,E) zur Beurteilung des Einflusses von Anmachwasser und Eluens

Parameter	V0 - W/W	V0 - G/W	V0 - W/G	V0 - G/G	f(A)	f(A)	f(E)	f(E)	f(A,E)
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)
	mg/l					= (3):(2)	= (5):(4)	= (4):(2)	= (5):(3)	= (5):(2)
Fluorid	1,500	1,100	0,630	0,070	0,733	0,111	0,420	0,064	0,047
Blei	1,550	0,670	39,250	0,280	0,432	0,007	25,323	0,418	0,181
Cadmium	0,005	0,005	0,005	0,031	1,000	6,200	1,000	6,200	6,200
Zink	0,700	0,410	0,180	0,010	0,586	0,056	0,257	0,024	0,014
Zinn									
Kupfer									
Antimon	0,009	0,007	0,013	0,065	0,778	5,000	1,444	9,286	7,222
Ammoniak	0,600	0,920	44,900	54,700	1,533	1,218	74,833	59,457	91,167

Rechenblatt RIII/8
Probe IC V5 MVA Düsseldorf S4 - Schütteltest Zementzuschlag: 5 %
Vergleichswerte f(A), f(E) und f(A,E) zur Beurteilung des Einflusses von Anmachwasser und Eluens

Parameter	V5 - W/W	V5 - G/W	V5 - W/G	V5 - G/G	f(A)	f(A)	f(E)	f(E)	f(A,E)
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)
	mg/l					= (3):(2)	= (5):(4)	= (4):(2)	= (5):(3)	= (5):(2)
Fluorid	0,050	1,000	0,160	0,050	20,000	0,313	3,200	0,050	1,000
Blei	0,510	0,400	13,200	0,210	0,784	0,016	25,882	0,525	0,412
Cadmium	0,005	0,005	0,005	0,025	1,000	5,000	1,000	5,000	5,000
Zink	0,180	0,180	0,010	0,030	1,000	3,000	0,056	0,167	0,167
Zinn									
Kupfer									
Antimon	0,008	0,008	0,010	0,051	1,000	5,100	1,250	6,375	6,375
Ammoniak	1,300	0,310	84,700	66,700	0,238	0,787	65,154	215,161	51,308

Rechenblatt RIII/9
Probe IC V10 MVA Düsseldorf S4 - Schütteltest Zementzuschlag: 10 %
Vergleichswerte f(A), f(E) und f(A,E) zur Beurteilung des Einflusses von Anmachwasser und Eluens

Parameter	V10 -W/W	V10 -G/W	V10 -W/G	V10 -G/G	f(A)	f(A)	f(E)	f(E)	f(A,E)
	(1)	(2)	(3)	(4)	(5)	(6)	(7)	(8)	(9)	(10)
	mg/l					= (3):(2)	= (5):(4)	= (4):(2)	= (5):(3)	= (5):(2)
Fluorid	1,100	1,000	0,580	0,650	0,909	1,121	0,527	0,650	0,591
Blei	0,350	0,440	15,450	19,750	1,257	1,278	44,143	44,886	56,429
Cadmium	0,005	0,005	0,011	0,006	1,000	0,545	2,200	1,200	1,200
Zink	0,120	0,140	0,170	0,130	1,167	0,765	1,417	0,929	1,083
Zinn									
Kupfer									
Antimon	0,001	0,001	0,018	0,028	1,000	1,556	18,000	28,000	28,000
Ammoniak	0,120	0,750	92,000	72,000	6,250	0,783	766,667	96,000	600,000

Rechenblatt RIII/10
Stoffbilanzen Versuch IA - Cl unbehandelt Gesamt

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IA	mg/kg	5240,00	228,50	15250,00	290,00
Probe	kg	0,81	0,81	0,81	0,81
Inhalt	mg	4244,40	185,09	12352,50	234,90
Eluat	mg/l				
0,45	h	105,00	91,25	1140,00	0,12
2,40	h	1,75	0,69	25,40	0,15
7,05	h	0,48	0,86	0,40	0,64
94,05	h	0,77	0,43	6,22	0,08
202,25	h	0,92	0,07	7,67	0,05
305,45	h	2,70	0,02	7,40	0,03
573,05	h	0,46	0,08	5,10	0,09
Output	mg				
1,00	l	105,00	91,25	1140,00	0,12
2,00	l	3,50	1,38	50,80	0,30
4,00	l	1,92	3,44	1,60	2,56
99,00	l	76,23	42,87	615,78	7,92
192,00	l	176,64	12,86	1472,64	9,02
176,70	l	477,09	4,24	1307,58	4,59
48,00	l	22,08	3,84	244,80	4,37
Σ Output	mg	862,46	159,88	4833,20	28,89
Anteil	%	20,32	86,38	39,13	12,30

Rechenblatt RIII/11
Stoffbilanzen Versuch IA - Cl unbehandelt Teil

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IA	mg/kg	5240,00	228,50	15250,00	290,00
Probe	kg	0,81	0,81	0,81	0,81
Inhalt	mg	4244,40	185,09	12352,50	234,90
Eluat	mg/l				
0,45	h	105,00	91,25	1140,00	0,12
2,40	h	1,75	0,69	25,40	0,15
7,05	h	0,48	0,86	0,40	0,64
47,15	h	0,37	0,49	1,27	0,55
Output	mg				
1,00	l	105,00	91,25	1140,00	0,12
2,00	l	3,50	1,38	50,80	0,30
4,00	l	1,92	3,44	1,60	2,56
20,30	l	7,51	9,95	25,78	11,17
Σ Output	mg	117,93	106,02	1218,18	14,15
Anteil	%	2,78	57,28	9,86	6,02

Rechenblatt RIII/12
Stoffbilanzen Versuch IA V0 - W/G

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IA	mg/kg	5240,00	228,50	15250,00	290,00
Probe	kg	1,01	1,01	1,01	1,01
Inhalt	mg	5313,36	231,70	15463,50	294,06
Eluat	mg/l				
0,23	h	0,66	14,65	1,70	0,14
0,38	h	0,78	26,70	0,01	0,07
0,55	h	3,67	19,40	0,30	0,56
1,23	h	2,06	11,40	0,01	1,02
3,60	h	13,80	4,64	0,01	0,56
8,05	h	15,80	2,30	0,01	0,23
15,25	h	12,70	0,49	0,01	0,10
Output	mg				
0,50	l	0,33	7,33	0,85	0,07
0,50	l	0,39	13,35	0,01	0,03
1,00	l	3,67	19,40	0,30	0,56
2,00	l	4,12	22,80	0,02	2,04
6,00	l	82,80	27,84	0,06	3,36
10,00	l	158,00	23,00	0,10	2,30
20,00	l	254,00	9,82	0,20	1,90
Σ Output	mg	503,31	123,54	1,54	10,26
Anteil	%	9,47	53,32	0,01	3,49

Rechenblatt RIII/13
Stoffbilanzen Versuch IA V10 - WG

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IA	mg/kg	5240,00	228,50	15250,00	290,00
Probe	kg	0,96	0,96	0,96	0,96
Inhalt	mg	5051,36	220,27	14701,00	279,56
Eluat	mg/l				
0,27	h	6,34	4,79	0,35	0,08
0,52	h	32,00	1,76	0,26	0,08
2,00	h	26,50	1,51	0,15	0,09
43,08	h	17,70	1,99	0,20	0,09
Output	mg				
0,50	l	3,17	2,40	0,18	0,04
0,50	l	16,00	0,88	0,13	0,04
1,00	l	26,50	1,51	0,15	0,09
1,10	l	19,47	2,19	0,22	0,10
Σ Output	mg	65,14	6,97	0,68	0,28
Anteil	%	1,29	3,17	0,00	0,10

Rechenblatt RIII/14
Stoffbilanzen Versuch IC - Cl unbehandelt

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IC	mg/kg	1480,00	67,50	4355,00	357,00
Probe	kg	0,61	0,61	0,61	0,61
Inhalt	mg	905,76	41,31	2665,26	218,48
Eluat	mg/l				
33,15	h	1044,00	0,33	112,00	167,00
110,30	h	2,52	0,03	0,91	4,30
Output	mg				
0,50	l	522,00	0,17	56,00	83,50
0,35	l	0,88	0,01	0,32	1,51
Σ Output	mg	522,88	0,17	56,32	85,01
Anteil	%	57,73	0,42	2,11	38,91

Rechenblatt RIII/15
Stoffbilanzen Versuch IC V0 - W/G

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IC	mg/kg	1480,00	67,50	4355,00	357,00
Probe	kg	0,70	0,70	0,70	0,70
Inhalt	mg	1028,60	46,91	3026,73	248,12
Eluat	mg/l				
97,08	h	19,20	0,05	0,05	0,11
Output	mg				
0,11	l	2,11	0,01	0,01	0,01

Rechenblatt RIII/16
Stoffbilanzen Versuch IC V5 - W/G

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IC	mg/kg	1480,00	67,50	4355,00	357,00
Probe	kg	0,82	0,82	0,82	0,82
Inhalt	mg	1219,52	55,62	3588,52	294,17
Eluat	mg/l				
24,75	h	68,80	0,01	3,82	0,04
76,00	h	21,10	0,01	0,22	0,02
170,00	h	0,26	0,01	0,08	0,01
Output	mg				
0,50	l	34,40	0,00	1,91	0,02
0,50	l	10,55	0,01	0,11	0,01
0,55	l	0,14	0,00	0,04	0,01
Σ Output		45,09	0,01	2,06	0,04
Anteil	%	3,70	0,02	0,06	0,01

Rechenblatt RIII/17
Stoffbilanzen Versuch IC V10 - W/G

		Blei	Cadmium	Zink	Antimon
IC	mg/kg	1480,00	67,50	4355,00	357,00
Probe	kg	0,94	0,94	0,94	0,94
Inhalt	mg	1388,24	63,32	4084,99	334,87
Eluat	mg/l				
10,35	h	72,30	0,01	0,47	0,02
25,18	h	38,00	0,01	0,33	0,02
65,93	h	13,60	0,01	0,09	0,00
145,18	h	7,50	0,01	0,07	0,00
Output	mg				
0,33	l	23,86	0,00	0,16	0,01
0,50	l	19,00	0,00	0,17	0,01
1,27	l	17,27	0,01	0,11	0,01
2,05	l	15,38	0,01	0,14	0,01
Σ Output	mg	75,51	0,02	0,58	0,03
Anteil	%	5,44	0,03	0,01	0,01

Rechenblatt RIII/18
RGR-Rückstände MVA Essen-Karnap Mischprobe IIM
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat m. Wasser mg/l (1)	Eluat m. Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Chlorid	5940,0000	152000,0000	150000,0000		25,5892	1,0133		
Sulfat	1320,0000	5,0000	5,0000		0,0038	1,0000		
Fluorid	2,4000	1,6200	0,0800	5,0000	0,6750	20,2500	0,3240	48,0000
Kalium	1740,0000	4190,0000	1678,0000		2,4080	2,4970		
Calcium	2248,0000	11100,0000	10825,0000		4,9377	1,0254		
Blei	0,1300	10,3600	0,2000	0,5000	79,6923	51,8000	20,7200	26,0000
Kupfer	0,0100	0,2200	0,2200	1,0000	22,0000	1,0000	0,2200	1,0000
Zink	0,0800	0,4500	7,3500	5,0000	5,6250	0,0612	0,0900	1,6000
Antimon	0,0150	0,9800	0,0010	0,1000	65,3333	980,0000	9,8000	15,0000
Zinn	0,1000	0,1000	0,1000	0,5000	1,0000	1,0000	0,2000	20,0000
CSB	15,0000	33,0000	29,0000		2,2000	1,1379		
TOC	0,1000	0,2000	7,8000		2,0000	0,0256		
Ammonium	1,1000	44,0000	75,1000	4,1000	40,0000	0,5859	10,7317	26,8293
Bor	0,2300	4,1500	0,2500	1,0000	18,0435	16,6000	4,1500	23,0000
Cadmium	0,0050	9,7400	0,0130	0,0500	1948,0000	749,2308	194,8000	10,0000
Barium	0,5000	5,2300	13,2000	1,0000	10,4600	0,3962	5,2300	50,0000

Rechenblatt RIII/19
Probe IIM V10: RGR-Rückstände MVA Essen-Karnap mit 10 % Zementzusatz
Druckelution mit Cl-Wasser
Massenbilanz

Grundwerte:

Stoff	Gesamtgew. g	Trockenstoffe %	Trockenstoffe g	Wassergehalt %	Wassergehalt g
Mischpr.	1000,00	93,30	933,00	6,70	67,00
Wasser	600,00	0,00	0,00	100,00	600,00
Zement	160,00	100,00	160,00	0,00	0,00
	1760,00	62,10	1093,00	37,90	667,00
Einwaage	1055,00	62,10	655,18	37,90	399,82
Auswaage	985,00	76,40	752,54	23,60	232,46

Stoff	Probe TS = 655,18 g mg/kg	mg	Zufluß mg/kg	10 l mg	Input mg	Abfluß mg/l	10 l mg	Rest TS = 752,54 g mg/kg	mg	Output mg	Differenz mg	In-Out %
Fluorid	1050,00	687,94	0,08	0,80	688,74	0,27	2,70	1046,00	787,16	789,86	-101,12	-14,68
Zink	14340,00	9395,28	7,35	73,50	9468,78	0,68	6,80	14315,00	10772,61	10779,41	-1310,63	-13,84
Cadmium	205,00	134,31	0,01	0,13	134,44	1,09	10,90	202,00	152,01	162,91	-28,47	-21,18
Blei	4819,00	3157,31	0,20	2,00	3159,31	13,20	132,00	4810,00	3619,72	3751,72	-592,40	-18,75
Antimon	535,00	350,52	0,00	0,01	350,53	0,13	1,30	528,00	397,34	398,64	-48,11	-13,72

Stoff-Bilanz	Probe g	Zufluß g/l	10 l g	Input g	Abfluß g/l	10 l g	Rest g	Output g	Differenz g	In-Out %
Tr.-Stoffe	655,18	254,90	2549,00	3204,18	255,80	2558,00	752,54	3310,54	-106,36	-3,32

Rechenblatt RIII/20
Mischprobe III-M aus MVA-Filterstaub und Flotationsberge
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat m. Wasser mg/l (1)	Eluat m. Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl.2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Fluorid	4,400	0,730	0,010	5,000	0,166	73,000	0,146	88,000
Blei	2,990	3,700	0,200	0,500	1,237	18,500	7,400	598,000
Kupfer	0,010	0,090	0,220	1,000	9,000	0,409	0,090	1,000
Zink	1,460	0,270	7,250	5,000	0,185	0,037	0,054	29,200
Antimon	0,003	0,198	0,001	0,100	66,000	198,000	1,980	3,000
Zinn	0,100	0,100	0,100	0,500	1,000	1,000	0,200	20,000
Ammonium	0,230	75,000	75,800	4,100	326,087	0,989	18,293	5,610
Bor	0,080	8,200	0,250	1,000	102,500	32,800	8,200	8,000
Cadmium	0,005	7,400	0,015	0,050	1480,000	493,333	148,000	10,000
Barium	0,230	7,100	13,000	1,000	30,870	0,546	7,100	23,000

Rechenblatt RIII/21
Probe III-M: Filterstaub MVA Oberhausen + Flotationsberge ohne Aushärtung
Druckelution mit Cl-Wasser
Massenbilanz

Grundwerte:

Stoff	Gesamtgew. g	Trockenstoffe %	Trockenstoffe g	Wassergehalt %	Wassergehalt g
Mischpr.	824,30	96,99	799,49	3,01	24,81
Wasser	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Zement	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	824,30	96,99	799,49	3,01	24,81
Einwaage	824,30	96,99	799,49	3,01	24,81
Auswaage	1047,38	82,73	866,50	17,27	180,88

Stoff	Probe TS = 799,49 mg/kg	mg	Zufluß mg/kg	10 l mg	Input mg	Abfluß mg/l	10 l mg	Rest TS = 866,50 mg/kg	mg	Output mg	Differenz In-Out mg	%
Fluorid	320,00	255,84	0,01	0,10	255,94	1,30	13,00	383,00	331,87	344,87	-88,93	-34,75
Zink	12256,00	9798,55	7,25	72,50	9871,05	3,02	30,20	14315,00	12403,95	12434,15	-2563,10	-25,97
Cadmium	183,00	146,31	0,02	0,15	146,46	9,02	90,20	202,00	175,03	265,23	-118,78	-81,10
Blei	4218,00	3372,25	0,20	2,00	3374,25	66,66	666,60	4810,00	4167,87	4834,47	-1460,22	-43,28
Antimon	232,00	185,48	0,00	0,01	185,49	0,42	4,20	528,00	457,51	461,71	-276,22	-148,91

Stoff-Bilanz	Probe g	Zufluß g/l	10 l g	Input g	Abfluß g/l	10 l g	Rest g	Output g	Differenz In-Out g	%
Tr.-Stoffe	799,49	254,90	2549,00	3348,49	263,85	2638,50	866,50	3505,00	-156,51	-4,67

Rechenblatt RIII/22
Probe III-M: Filterstaub MVA Oberhausen + Flotationsberge nach 28 Tagen Aushärtung
Druckelution mit Cl-Wasser
Massenbilanz

Grundwerte:

Stoff	Gesamtgew.	Trockenstoffe		Wassergehalt	
	g	%	g	%	g
Mischpr.	877,17	96,99	850,77	3,01	26,40
Wasser	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Zement	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
	877,17	96,99	850,77	3,01	26,40
Einwaage	877,17	96,99	850,77	3,01	26,40
Auswaage	1253,21	70,66	885,52	29,34	367,69

Stoff	Probe TS = 850,77		Zufluß	10 l	Input	Abfluß	10 l	Rest TS = 885,52		Output	Differenz	In-Out
	mg/kg	mg	mg/kg	mg	mg	mg/l	mg	mg/kg	mg	mg	mg	%
Fluorid	320,00	272,25	0,01	0,10	272,35	1,44	14,40	383,00	339,15	353,55	-81,21	-29,82
Zink	12256,00	10427,04	7,25	72,50	10499,54	2,31	23,10	14315,00	12676,22	12699,32	-2199,78	-20,95
Cadmium	183,00	155,69	0,02	0,15	155,84	8,44	84,40	202,00	178,88	263,28	-107,43	-68,94
Blei	4218,00	3588,55	0,20	2,00	3590,55	9,71	97,10	4810,00	4259,35	4356,45	-765,90	-21,33
Antimon	232,00	197,38	0,00	0,01	197,39	0,29	2,90	528,00	467,55	470,45	-273,07	-138,34

Stoff-Bilanz	Probe	Zufluß	10 l	Input	Abfluß	10 l	Rest	Output	Differenz	In-Out
	g	g/l	g	g	g/l	g	g	g	g	%
Tr.-Stoffe	850,77	254,90	2549,00	3399,77	248,87	2488,70	885,52	3374,22	25,55	0,75

Rechenblatt RIII/23
Stoffprobe IV-A Asche KVA Düsseldorf-Süd
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Fluorid	0,550	0,130	0,010	5,000	0,236	13,000	0,026	11,000
Blei	0,050	0,330	0,200	0,500	6,600	1,650	0,660	10,000
Kupfer	0,010	0,800	0,070	10,000	80,000	11,429	0,080	0,100
Zink	0,010	4,630	7,250	5,000	463,000	0,639	0,926	0,200
Antimon	0,070	0,128	0,001	1,000	1,829	128,000	0,128	7,000
Ammonium	0,150	75,100	75,800	4,100	500,667	0,991	18,317	3,659
Bor	1,520	8,750	0,250	10,000	5,757	35,000	0,875	15,200
Cadmium	0,005	0,198	0,015	0,050	39,600	13,200	3,960	10,000
Barium	0,090	3,560	13,000	10,000	39,556	0,274	0,356	0,900

Rechenblatt RIII/24
Stoffprobe IV-B Flugasche KVA Bottrop
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Fluorid	6,500	2,200	0,010	5,000	0,338	220,000	0,440	130,000
Blei	0,050	0,100	0,200	0,500	2,000	0,500	0,200	10,000
Kupfer	0,010	0,350	0,070	10,000	35,000	5,000	0,035	0,100
Zink	0,010	4,620	7,250	5,000	462,000	0,637	0,924	0,200
Antimon	0,032	0,020	0,001	1,000	0,625	20,000	0,020	3,200
Ammonium	0,190	75,100	75,800	4,100	395,263	0,991	18,317	4,634
Bor	0,470	7,950	0,250	10,000	16,915	31,800	0,795	4,700
Cadmium	0,005	0,050	0,015	0,050	10,000	3,333	1,000	10,000
Barium	0,260	9,450	13,000	10,000	36,346	0,727	0,945	2,600

Rechenblatt RIII/25
Stoffprobe IV-C Bettasche KVA Bottrop
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Fluorid	0,310	0,190	0,010	5,000	0,613	19,000	0,038	6,200
Blei	0,050	0,230	0,200	0,500	4,600	1,150	0,460	10,000
Kupfer	0,010	0,300	0,070	10,000	30,000	4,286	0,030	0,100
Zink	0,010	8,850	7,250	5,000	885,000	1,221	1,770	0,200
Antimon	0,010	0,006	0,001	1,000	0,600	6,000	0,006	1,000
Ammonium	0,050	75,300	75,800	4,100	1506,000	0,993	18,366	1,220
Bor	0,050	8,750	0,250	10,000	175,000	35,000	0,875	0,500
Cadmium	0,005	0,050	0,015	0,050	10,000	3,333	1,000	10,000
Barium	0,140	12,000	13,000	10,000	85,714	0,923	1,200	1,400

Rechenblatt RIII/26
Stoffprobe V: Rückstände aus der Ölschlammverbrennung Fa. FORD
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
Fluorid	3,600	1,000	0,010	5,000	0,278	100,000	0,200	72,000
Blei	92,200	416,000	0,200	0,500	4,512	2080,000	832,000	18440,000
Kupfer	0,010	0,070	0,070	10,000	7,000	1,000	0,007	0,100
Zink	6,970	0,880	7,300	5,000	0,126	0,121	0,176	139,400
Antimon	0,001	0,004	0,001	1,000	4,000	4,000	0,004	0,100
Ammonium	0,080	76,700	75,400	4,100	958,750	1,017	18,707	1,951
Bor	0,480	5,700	0,250	10,000	11,875	22,800	0,570	4,800
Cadmium	0,005	0,005	0,015	0,050	1,000	0,333	0,100	10,000
Barium	0,010	7,000	13,100	10,000	700,000	0,534	0,700	0,100

Rechenblatt RIII/27
Gießereialtsand Gießerei 1
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
CSB	15,000	30,000	28,000		2,000	1,071		
Chlorid	15,000	149900,000	150000,000		9993,333	0,999		
Fluorid	0,840	0,070	0,070	5,000	0,083	1,000	0,014	16,800
Ammonium	0,370	74,000	75,000	4,100	200,000	0,987	18,049	9,024
Calcium	2,800	10800,000	10800,000		3857,143	1,000		
Magnesium	0,700	1460,000	1340,000		2085,714	1,090		
Arsen	0,006	0,001	0,001	1,000	0,167	1,000	0,001	0,600
Blei	0,050	0,050	0,210	0,500	1,000	0,238	0,100	10,000
Cadmium	0,005	0,017	0,012	0,050	3,400	1,417	0,340	10,000
Eisen	5,900	0,500	64,500	2,000	0,085	0,008	0,250	295,000
Mangan	6,000	0,100	7,000	1,000	0,017	0,014	0,100	600,000
Kupfer	0,290	0,010	0,070	1,000	0,034	0,143	0,010	29,000
Zink	1,830	0,010	7,360	5,000	0,005	0,001	0,002	36,600
ΣPAK µg/l	0,146	0,022	0,006	3,000	0,151	3,667	0,007	4,867
Phenole	0,010	0,010	0,010	0,100	1,000	1,000	0,100	10,000
Kohlenwst.	0,700	0,300	0,100	1,000	0,429	3,000	0,300	70,000

Rechenblatt RIII/28
Gießereialtsand Gießerei 2
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
CSB	105,000	120,000	28,000	50,000	1,143	4,286		210,000
Chlorid	10,000	149900,000	150000,000		14990,000	0,999		
Fluorid	1,300	0,250	0,070	5,000	0,192	3,571	0,050	26,000
Ammonium	0,180	70,500	75,000	4,100	391,667	0,940	17,195	4,390
Calcium	2,400	10800,000	10800,000		4500,000	1,000		
Magnesium	0,600	1340,000	1340,000		2233,333	1,000		
Arsen	0,001	0,001	0,001	1,000	1,000	1,000	0,001	0,100
Blei	0,050	0,220	0,210	0,500	4,400	1,048	0,440	10,000
Cadmium	0,005	0,018	0,012	0,050	3,600	1,500	0,360	10,000
Eisen	55,300	6,200	64,500	2,000	0,112	0,096	3,100	2765,000
Mangan	4,100	1,100	7,000	1,000	0,268	0,157	1,100	410,000
Kupfer	0,150	0,010	0,070	1,000	0,067	0,143	0,010	15,000
Zink	0,740	0,010	7,360	5,000	0,014	0,001	0,002	14,800
ΣPAK µg/l	0,016	0,013	0,006	3,000	0,813	2,167	0,004	0,533
Phenole	0,240	0,120	0,010	0,100	0,500	12,000	1,200	240,000
Kohlenwst.	0,100	0,200	0,100	1,000	2,000	2,000	0,200	10,000

Rechenblatt RIII/29
Gießereialtsand Gießerei 3
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
CSB	490,000	230,000	28,000	50,000	0,469	8,214		980,000
Chlorid	14,000	149900,000	150000,000		10707,143	0,999		
Fluorid	0,530	0,150	0,070	5,000	0,283	2,143	0,030	10,600
Ammonium	0,640	71,500	75,000	4,100	111,719	0,953	17,439	15,610
Calcium	3,000	10800,000	10800,000		3600,000	1,000		
Magnesium	0,400	1480,000	1340,000		3700,000	1,104		
Arsen	0,010	0,001	0,001	1,000	0,100	1,000	0,001	1,000
Blei	0,050	0,140	0,210	0,500	2,800	0,667	0,280	10,000
Cadmium	0,017	0,018	0,012	0,050	1,059	1,500	0,360	34,000
Eisen	22,800	0,200	64,500	2,000	0,009	0,003	0,100	1140,000
Mangan	7,300	0,010	7,000	1,000	0,001	0,001	0,010	730,000
Kupfer	0,030	0,010	0,070	1,000	0,333	0,143	0,010	3,000
Zink	1,490	0,010	7,360	5,000	0,007	0,001	0,002	29,800
ΣPAK µg/l	0,294	0,013	0,006	3,000	0,044	2,167	0,004	9,800
Phenole	0,780	0,950	0,010	0,100	1,218	95,000	9,500	780,000
Kohlenwst.	1,100	0,200	0,100	1,000	0,182	2,000	0,200	110,000

Rechenblatt RIII/30
Gießereialtsand Gießerei 4
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) % (8)
CSB	17,000	33,000	28,000	50,000	1,941	1,179		34,000
Chlorid	16,000	150000,000	150000,000		9375,000	1,000		
Fluorid	0,370	0,100	0,070	5,000	0,270	1,429	0,020	7,400
Ammonium	1,300	71,000	75,000	4,100	54,615	0,947	17,317	31,707
Calcium	1,200	10800,000	10800,000		9000,000	1,000		
Magnesium	0,700	1420,000	1340,000		2028,571	1,060		
Arsen	0,010	0,001	0,001	1,000	0,100	1,000	0,001	1,000
Blei	0,050	0,110	0,210	0,500	2,200	0,524	0,220	10,000
Cadmium	0,018	0,017	0,012	0,050	0,944	1,417	0,340	36,000
Eisen	6,100	0,400	64,500	2,000	0,066	0,006	0,200	305,000
Mangan	3,700	0,010	7,000	1,000	0,003	0,001	0,010	370,000
Kupfer	0,020	0,010	0,070	1,000	0,500	0,143	0,010	2,000
Zink	1,110	0,010	7,360	5,000	0,009	0,001	0,002	22,200
ΣPAK µg/l	2,370	0,075	0,006	3,000	0,032	12,500	0,025	79,000
Phenole	0,010	0,030	0,010	0,100	3,000	3,000	0,300	10,000
Kohlenwst.	0,200	0,200	0,100	1,000	1,000	2,000	0,200	20,000

Rechenblatt RIII/31
Strahlmittelrückstand Baustelle VII-A
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) (8)
CSB	15,000	29,000	30,000	50,000	1,933	0,967	0,580	0,300
Chlorid	0,010	149,800	150,000		14980,000	0,999		
Sulfat	5,000	5,000	5,000		1,000	1,000		
Fluorid	0,260	0,130	0,010	5,000	0,500	13,000	0,026	0,052
Kalium	4,100	1675,000	1680,000		408,537	0,997		
Calcium	11,000	10800,000	10840,000		981,818	0,996		
Blei	0,050	35,000	0,200	0,500	700,000	175,000	70,000	0,100
Kupfer	0,020	0,090	0,070	10,000	4,500	1,286	0,009	0,002
Zink	0,070	12,900	7,290	5,000	184,286	1,770	2,580	0,014
Antimon	0,001	0,001	0,001	1,000	1,000	1,000	0,001	0,001
Zinn	0,100	0,100	0,100	5,000	1,000	1,000	0,020	0,020
Ammonium	0,050	75,000	75,300	4,100	1500,000	0,996	18,293	0,012
Bor	0,050	8,300	0,250	10,000	166,000	33,200	0,830	0,005
Cadmium	0,005	0,016	0,015	0,050	3,200	1,067	0,320	0,100
Barium	0,180	12,600	13,000	10,000	70,000	0,969	1,260	0,018

Rechenblatt RIII/32
Strahlmittelrückstand Dichthalle VII-B
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) (8)
CSB	15,000	15,000	30,000	50,000	1,000	0,500	0,300	0,300
Chlorid	0,010	149,900	150,000		14990,000	0,999		
Sulfat	5,000	5,000	5,000		1,000	1,000		
Fluorid	1,700	0,260	0,010	5,000	0,153	26,000	0,052	0,340
Kalium	0,700	1670,000	1680,000		2385,714	0,994		
Calcium	8,700	10800,000	10840,000		1241,379	0,996		
Blei	0,050	0,930	0,200	0,500	18,600	4,650	1,860	0,100
Kupfer	0,010	0,090	0,070	10,000	9,000	1,286	0,009	0,001
Zink	0,060	23,100	7,290	5,000	385,000	3,169	4,620	0,012
Antimon	0,001	0,002	0,001	1,000	2,000	2,000	0,002	0,001
Zinn	0,100	0,100	0,100	5,000	1,000	1,000	0,020	0,020
Ammonium	0,080	74,700	75,300	4,100	933,750	0,992	18,220	0,020
Bor	0,050	7,950	0,250	10,000	159,000	31,800	0,795	0,005
Cadmium	0,005	0,005	0,015	0,050	1,000	0,333	0,100	0,100
Barium	0,200	11,700	13,000	10,000	58,500	0,900	1,170	0,020

Rechenblatt RIII/33
Strahlmittelrückstand Kokerei VII-C
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) (8)
CSB	15,000	22,000	30,000	50,000	1,467	0,733	0,440	0,300
Chlorid	0,019	149,900	150,000		7889,474	0,999		
Sulfat	17,000	5,000	5,000		0,294	1,000		
Fluorid	2,100	0,460	0,010	5,000	0,219	46,000	0,092	0,420
Kalium	3,800	1680,000	1680,000		442,105	1,000		
Calcium	24,000	10820,000	10840,000		450,833	0,998		
Blei	0,050	0,330	0,200	0,500	6,600	1,650	0,660	0,100
Kupfer	0,020	0,110	0,070	10,000	5,500	1,571	0,011	0,002
Zink	0,060	74,750	7,290	5,000	1245,833	10,254	14,950	0,012
Antimon	0,001	0,001	0,001	1,000	1,000	1,000	0,001	0,001
Zinn	0,100	0,100	0,100	5,000	1,000	1,000	0,020	0,020
Ammonium	3,700	76,800	75,300	4,100	20,757	1,020	18,732	0,902
Bor	0,050	8,400	0,250	10,000	168,000	33,600	0,840	0,005
Cadmium	0,005	0,005	0,015	0,050	1,000	0,333	0,100	0,100
Barium	0,110	11,400	13,000	10,000	103,636	0,877	1,140	0,011

Rechenblatt RIII/34
Strahlmittelrückstand Strahlplatz VII-D
Auslaugung im Schüttelversuch S4 mit Aqua dem. und Cl-Wasser
Vergleiche und Verhältnisse

Parameter	Eluat mit Wasser mg/l (1)	Eluat mit Cl-Wasser mg/l (2)	Eluens Cl-Wasser mg/l (3)	Richtwert Dep.Kl. 2 mg/l (4)	Verhältn. (2):(1) (5)	Verhältn. (2):(3) (6)	Verhältn. (2):(4) (7)	Verhältn. (1):(4) (8)
CSB	15,000	30,000	30,000	50,000	2,000	1,000	0,600	0,300
Chlorid	0,010	149,900	150,000		14990,000	0,999		
Sulfat	5,000	5,000	5,000		1,000	1,000		
Fluorid	0,180	0,100	0,010	5,000	0,556	10,000	0,020	0,036
Kalium	0,400	1670,000	1680,000		4175,000	0,994		
Calcium	3,200	10800,000	10840,000		3375,000	0,996		
Blei	0,050	0,080	0,200	0,500	1,600	0,400	0,160	0,100
Kupfer	0,010	0,120	0,070	10,000	12,000	1,714	0,012	0,001
Zink	0,160	11,700	7,290	5,000	73,125	1,605	2,340	0,032
Antimon	0,001	0,001	0,001	1,000	1,000	1,000	0,001	0,001
Zinn	0,100	0,100	0,100	5,000	1,000	1,000	0,020	0,020
Ammonium	0,070	74,700	75,300	4,100	1067,143	0,992	18,220	0,017
Bor	0,050	11,200	0,250	10,000	224,000	44,800	1,120	0,005
Cadmium	0,005	0,005	0,015	0,050	1,000	0,333	0,100	0,100
Barium	0,130	12,200	13,000	10,000	93,846	0,938	1,220	0,013

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

4. Band: Kapitel IV und V

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

4. Band: Kapitel IV und V

"Studie zur Eignung von Steinkohlenbergwerken im rechtsrheinischen Ruhrkohlenbezirk zur Untertageverbringung von Abfall- und Reststoffen"

4. Band: Kapitel IV und V

Gutachter:

Prof. Dipl.- Ing. B. Jäger
Prof. Dr. P. Obermann
Prof. Dr.- Ing. F.L. Wilke

Wiss. Mitarbeiter:

Dipl.- Ing. F. Heidrich
Dipl.- Geol. P. Rüterkamp
Dipl.- Ing. J. Skrzyppek

Auftraggeber:

Landesamt für Wasser und Abfall
Nordrhein - Westfalen

Inhaltsverzeichnis Kapitel IV

		Seite
IV.1	Charakteristika einer Steinkohlentiefbaugrube im Ruhrgebiet	1
IV.1.1	Aus- und Vorrichtung	2
IV.1.2	Abbau	4
IV.1.3	Förderung und Transport	11
IV.1.4	Bewetterung und Wasserhaltung	13
IV.2	Potentielle Deponieräume und ihre Gegebenheiten	15
IV.2.1	Längerfristig offene Grubenräume	15
IV.2.1.1	Gebirgsmechanische Zusammenhänge	15
IV.2.1.2	Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten	19
IV.2.2	Abbaubegleitstrecken	21
IV.2.2.1	Gebirgsmechanische Zusammenhänge	21
IV.2.2.2	Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten	24
IV.2.3	Abbauhohlräume	27
IV.2.3.1	Gebirgsmechanische Zusammenhänge	27
IV.2.3.2	Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten	33
IV.3	Verfahrenstechniken zum Verbringen von Reststoffen und Abfällen	36
IV.3.1	Mechanische Transport- und Einlagerungssysteme	36
IV.3.1.1	Technische Einrichtungen	36
IV.3.1.2	Mögliche Einsatzbereiche	37
IV.3.1.3	Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Bewertung	39
IV.3.1.4	Störfallbeurteilung	41

		Seite
IV.3.2	Hydraulische Transport- und Einlagerungs-systeme	43
IV.3.2.1	Technische Einrichtungen	43
IV.3.2.2	Mögliche Einsatzbereiche	44
IV.3.2.3	Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Bewertung	46
IV.3.2.4	Störfallbeurteilung	48
IV.3.3	Pneumatische Transport- und Einlagerungssysteme	49
IV.3.3.1	Technische Einrichtungen	49
IV.3.3.2	Mögliche Einsatzbereiche	51
IV.3.3.3	Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Beurteilung	52
IV.3.3.4	Störfallbeurteilung	54
IV.4	Beurteilung der Umweltverträglichkeit einer Verbringung von Abfall- bzw. Reststoffen in Grubenräume des Steinkohlentiefbaus aus bergtechnischer und gebirgsmechanischer Sicht	55
IV.4.1	Grundsätzliche Bedingungen und Kriterien für die Beurteilung	55
IV.4.2	Verbringung von Stoffen nach dem Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung	57
IV.4.3	Verbringung von Stoffen nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses	60
IV.4.3.1	Allgemeine Gegebenheiten	60
IV.4.3.2	Gegebenheiten während der Einbringungsphase	62
IV.4.3.3	Gegebenheiten während der Phase des Überstauens	65
IV.4.3.4	Gegebenheiten während des permanenten Zustandes nach Abschluß des Überstauens	70
IV.5	Zusammenfassende Bewertung	74
IV.6	Abschätzung der für die Untertageverbringung von Rest- oder Abfallstoffen verfügbaren Volumina	77

IV Bergtechnik und Gebirgsmechanik

Im folgenden sind die Einflüsse zu diskutieren, die sich aus den bergtechnischen und gebirgsmechanischen Gegebenheiten im Hinblick auf eine Eignung von Steinkohlenbergwerken zur Untertageverbringung von Abfall und Reststoffen ergeben. Zu deren besseren Verständnis sollen vorab einige wesentliche Charakteristika einer Steinkohlentiefbaugrube dargestellt werden; dabei werden beispielhaft die Verhältnisse einer Schachtanlage im mittleren rechtsrheinischen Ruhrgebiet zugrundegelegt.

IV.1 Charakteristika einer Steinkohlentiefbaugrube im Ruhrgebiet

Zuschnitt, Verfahrenstechnik und Betriebsablauf eines Bergwerks werden in erster Linie von den Gegebenheiten der Lagerstätte geprägt. Im Ruhrgebiet ist diese gekennzeichnet durch eine großflächige i.w. konkordante Einlagerung von Steinkohleflözen geringer bis mittlerer Mächtigkeit in Nebengesteinsschichten unterschiedlicher Beschaffenheit. Die flözführende Sedimentfolge aus dem Oberkarbon (Abb. IV.1/1) erreicht insgesamt eine Mächtigkeit von mehreren 1000 m, die etwa 80 derzeit für den Abbau in Frage kommenden Flöze weisen Mächtigkeiten von 1 m bis über 2,5 m, in Ausnahmefällen bis 4,5 m auf (HAHNE 1982).

Im Laufe der Erdgeschichte wurden die Schichten faltungs- und bruchtektonisch stark überprägt. Heute zeigt sich großräumig gesehen ein Einfallen der Lagerstätte von Süden, wo sie im Ruhrtal bis an die heutige Erdoberfläche reicht, nach Norden, wo sie von mächtigen Deckgebirgsschichten diskordant überlagert wird (Abb. IV.1/2). Die Bergwerke schließen daher jeweils nur einen bestimmten Teil der Lagerstätte auf, und zwar nach Norden hin zunehmend in den jüngeren Schichten (REUTHER 1982).

Insbesondere im Süden zeigt sich eine ausgeprägte Faltenstruktur mit meist WSW-ONO verlaufenden Sätteln und Mulden (Abb. IV.1/2), wobei die Lagerstätte durch zahlreiche geologische Störungen (i.w. N-S verlaufende Sprünge, W-O verlaufende Überschiebungen) noch weiter in einzelne Schollen, Horste, Gräben und Staffeln zerteilt ist (Abb. IV.1/3). Auch innerhalb der Berechtsame eines einzelnen Bergwerks stehen damit die Flöze in unterschiedlicher Teufe und mit unterschiedlichem Einfallen an.

Im Laufe der Entwicklung folgte der Ruhrbergbau dem Einfallen der Lagerstätten von Süden nach Norden, d.h. in immer größere Teufen und unter zunehmend mächtigeres Deckgebirge. Ausgehend von den ältesten Kohlegräbereien am Ausbiß der bis zur Tagesoberfläche anstehenden Flöze erfolgte der Abbau anschließend zunächst von Stollen aus, die im Tal der Ruhr und den Nebentälern in dem Karbongebirge waagerecht vorgetrieben wurden. Erst im letzten Jahrhundert wurde der Übergang zum Tiefbau, ausgehend von tonlägigen, dann ausschließlich senkrechten Schächten, vollzogen.

Bei d er allmählichen Wanderung des Bergbaus nach Norden wurden tendenzielle Änderungen der Ablagerungsgegebenheiten deutlich. Während im deckgebirgsfreien Süden die Flöze überwiegend eng gefaltet in stark geneigter bis steiler Lagerung anstehen, ist nach Norden eine eher abnehmende Faltungsintensität mit meist flacher bis mäßig geneigter Lagerung anzutreffen. Dementsprechend sinkt der spezifische Kohleninhalt der Lagerstätte [t/km² Feldesfläche], der bis zu einer Teufe von -1000 m NN in der nördlichen Emscherzone nur noch etwa halb so groß ist wie im Süden.

Die Nordwanderung des Bergbaus ist ein noch heute andauernder Prozeß. Dabei werden allerdings in der Regel keine neuen Bergwerke auf der grünen Wiese mehr errichtet, vielmehr er t der Aufschluß der n en nördlichen Grubenfelder über Anschlußber Bei geringerem tzbedarf übernehmen diese Außenschächte die Aufgaben der An- und Ausfahrt der Belegschaft, Wetterführung und ggf. Materialversorgung, während die gewonnene Kohle unter Tage den schon bestehenden Schachtanlagen zugeführt, dort gehoben aufbereitet und ggf. weiterverarbeitet wird. Beispiele derartiger Anschlußbergwerke sind aus neuerer Zeit die Bergwerke "An der Haard" bzw. "Haltern".

IV.1.1 Aus- und Vorrichtung

Unter der Bezeichnung Ausrichtung werden alle Arbeiten zum Herstellen derjenigen Grubenräume und diese Grubenräume selbst zusammengefaßt, die zum Erreichen der abzubauenden Flöze dienen (FRITSCHE 1962). Senkrechte (im bergmännischen Sprachgebrauch: seigere) Schächte durchstoßen das Deckgebirge und stellen die Verbindungen zu den Hauptstrecken

auf den verschiedenen Sohlen her (Abb. IV.1/4). Diese werden im Abstand von etwa 100 bis 250 m horizontal angelegt, sie folgen also nicht der wechselnden Neigung der Gebirgsschichten. Die dem Generalstreichen der Schichten folgenden Richtstrecken befinden sich dabei meist in der gleichen Gesteinsschicht, die rechtwinklig dazu angeordneten Querschläge durchfahren nacheinander die verschiedenen Gesteinsschichten und stellen so auch Anschlüsse an die Flöze dort her, wo diese durch das Sohlenniveau hindurchsetzen. Gemeinsam bilden Richtstrecken und Querschläge in jeweils einem Niveau ein ausgedehntes horizontales Streckennetz mit bis zu einigen Zehner km Länge (Abb. IV.1/5).

Der feineren Unterteilung der Lagerstätte zwischen den Sohlen und zugleich zum Anschluß der Flöze, die nicht durch die Sohlen erfaßt werden, dienen Blindschächte (Abb. IV.1/6), also seigere Grubenbaue, die nicht bis zur Tagesoberfläche reichen; seltener werden hierfür auch geneigte Strecken (Gesteinsberge) benutzt. Der Abstand der Blindschächte untereinander wird zwischen 200 m und 500 m so gewählt, daß er die Einrichtung eines oder zweier Abbaubetriebe in der durch die Blindschächte erschlossenen Flözfläche ermöglicht.

Alle bisher beschriebenen Grubenbaue sind langlebig insofern, als sie über einen Zeitraum hinweg offengehalten werden müssen, der mindestens der Lebensdauer einer Abbausohle entspricht (20-40 Jahre). Der dementsprechend bemessene Ausbau bewirkt in Verbindung mit der sich ausbildenden Eigentragfähigkeit des Gebirges (vgl. Abschnitt IV. 2.1.1) jedoch in aller Regel, daß auch lange nach Ende ihrer Nutzungszeit und Einstellung aller Wartungs- und Unterhaltungsarbeiten zumindest ein Restquerschnitt noch vorhanden ist. Selbst in einer verbrochenen Strecke ist noch mit solchen Restquerschnitten zu rechnen, es sei denn, daß zur Erreichung eines gewollten Abschlusses, etwa gegenüber Wasserwegsamkeiten oder Ventilationskurzschlüssen, bewußte Verfüllungs- bzw. Abdämmungsmaßnahmen ergriffen wurden.

Über welche Zeitdauer hinweg ein freier Restquerschnitt eines langlebigen Grubenbaues offen bleibt, ist von zahlreichen Einflußgrößen abhängig, die sich kaum genau quantifizieren lassen. Neben der Beschaffenheit des Gebirges selbst spielt die Art des eingebrachten Ausbaus und seine Widerstandsfähigkeit gegenüber einen milieubedingten, altersabhängigen

Stützkraftverlust (z.B. durch Verrottung, Korrosion o.ä.) die entscheidende Rolle; ganz entscheidend ist außerdem das Vorhandensein oder Fehlen eines den Auswirkungen des Gebirgsdrucks entgegenwirkenden Innendrucks (z.B.: hydrostatischer Innendruck nach Überstauen des Grubengebäudes, vgl. Abschnitt IV. 3.4). Aus allen diesen Gründen ist eine aussagefähige Abschätzung kaum möglich, es kann jedoch davon ausgegangen werden, daß derartige langlebige Grubenbaue mindestens über einige Jahrzehnte nach Einstellung der Wartungs- und Unterhaltungsarbeiten offen bleiben, und daß auch nach ihrem Zerbrechen ein freier Restquerschnitt noch über ein Vielfaches dieser Zeit hinaus erhalten bleibt. Diese Annahme wird auch aus der Erfahrung mit alten, aufgelassenen Gruben belegt, die allerdings sämtlich nicht länger als bis zum Beginn des Steinkohlenbergbaus im Ruhrkarbon zurückreichen (können).

Eher kurzlebig sind die Vorrichtungsstrecken, die dem Zuschnitt der einzelnen Gewinnungsbetriebe im Flöz dienen, und die nach der Beendigung des Abbaus in diesem Bereich wieder abgeworfen werden. Sie werden aus den Blindschächten bzw. Querschlägen heraus dort angesetzt, wo von diesen Grubenbauen das Flöz durchörtert wurde (Abb. IV.1/6), und sind als Flözstrecken schichtgebunden, d.h. folgen der Flözablagerung. Ihr Querschnitt ist in den meisten Fällen so groß, daß bei ihrer Auffahrung außer dem Flöz auch noch Nebengestein mitgewonnen werden muß. Lediglich die zur unmittelbaren Abbauvorbereitung erfolgende Verbindung zwischen zwei benachbarten Flözstrecken, das sogenannte Aufhauen, wird nur im Flöz ohne Nachreißen von Nebengestein aufgefahren.

IV.1.2 Abbau

Das im deutschen Steinkohlenbergbau übliche Verfahren zur Kohlengewinnung ist der Langfrontbau (Strebbau). Hierbei werden zwei im Abstand von ca. 250-300 m parallel zueinander in der Flözebene angeordnete Strecken zunächst durch einen Grubenbau (Aufhauen) im abzubauenden Flöz selbst miteinander verbunden, aus dem sich der eigentliche Abbauraum (Streb) durch die Kohlengewinnung entwickelt (Abb. IV.1/7). Dieser Strebhohlraum wird nach unten von den natürlichen Liegendschichten und nach oben von den natürlich anstehenden Hangendschichten begrenzt, seine eine seitliche Begrenzung ist die noch abzubauende Kohle in der natürlich anstehenden Mächtigkeit; der Hohlraum wird (temporär) offenge-

halten durch einen sog. Schreitausbau, der sich in Abbaurichtung selbsttätig fortbewegen kann (Abb. IV.1/8). Wird nun die seitlich anstehende Kohle auf der ganzen Länge des Strebes (z.B. durch eine Schrämmmaschine) hereingewonnen und rückt gleichzeitig der Schreitausbau entsprechend vor, so verlieren auf der gegenüberliegenden Seite die überlagernden Schichten die Unterstützung, brechen in den Hohlraum hinein und verfüllen diesen wieder: Der gesamte (temporäre) Strebhohlraum verlagert sich parallel zu sich selbst in Abbaurichtung. Hierbei ergeben sich Fortschritte bis zu mehreren m je Tag bei Gesamtbaulängen von bis zu 1000 m und mehr.

Das Hereinbrechen der überlagernden Schichten wird deshalb als Selbstversatz (auch: Bruchbau) bezeichnet, weil sich im Strebbereich die Hohlräume zwischen den Gesteinsbruchstücken unter der Wirkung des Gebirgsdrucks der bis zur Tagesoberfläche hin anstehenden Gesteinsmassen bereits nach kurzer Zeit (wenige Wochen bis Monate) bis auf wenige Prozente wieder schließen, wobei die zunächst groben Gesteinsbruchstücke durch den Gebirgsdruck zunehmend weiter zerkleinert und dementsprechend kompaktiert werden. Zeitdauer und Verlauf dieses Vorgangs hängen natürlich sehr von der Gesteinsart ab. Dabei reicht das eigentliche Zerbrechen der Schichten (wie in Abb. IV.1/8 skizziert) speziell bei einem hohen Anteil von tonigen Bestandteilen am Aufbau des Gebirgskörpers sowie entsprechender Abbauführung und -geschwindigkeit nur wenige Meter in das Hangende hinauf, während sich die höheren Schichten unter dem Einfluß des Gebirgsdruckes quasi-plastisch verformen und bruchlos wieder auf ihre Unterlage auflegen; bis hin zur Tagesoberfläche ergibt sich letztendlich als Folge des Abbaus eine (vertikale) Absenkung um einen Betrag, der praktisch der abgebauten Flözmächtigkeit entspricht (JACOBI 1981).

Entscheidend für diesen Vorgang des Selbstversatzes sind zwei Faktoren, nämlich einmal das großflächige Fehlen jedes permanenten Unterstützungsausbaus und zum anderen die Höhe des Gebirgsdrucks aus dem Gewicht der überlagernden Gesteinsschichten.

Da großflächig keinerlei permanenter Unterstützungsausbau dem Gebirgsdruck entgegenwirkt (der Schreitausbau im Streb gemäß Abb. IV.1/7 und IV.1/8 hat lediglich die Aufgabe, den Strebraum kurzfristig, d.h. wäh-

rend des Gewinnungsvorganges selbst, für wenige Stunden offen zu halten), kann der Gebirgsdruck aus dem Hangenden nur über das Bruchhaufwerk des Selbstversatzes auf die Gesteinsschichten im Liegenden abgetragen werden.

Bei einem zunächst grobstückigem Haufwerk im Selbstversatz ergeben sich gemäß der Skizze in Abb. IV.1/9 oben relativ große Zwischenräume, die zu einer entsprechend hohen Volumenvergrößerung des Haufwerks gegenüber dem ursprünglichen Gebirgsverband führen ("Schüttungsfaktor" bis über 2 mit entsprechender Auflockerung des Materials). Dementsprechend gering ist die Ausdehnung der Berührungsflächen zwischen den einzelnen grobstückigen Haufwerksbestandteilen; es kommt zu einer überwiegend punkt- oder linienförmigen oder sehr kleinflächigen Belastung mit entsprechender Konzentration der Spannungen in diesen Stellen. Schon bei nur relativ geringer Auflast insgesamt aufgrund verhältnismäßig oberflächennahen Abbaus mit geringer Restgebirgsüberdeckung wird hierdurch die Druckfestigkeit der Gesteine überschritten, es kommt dementsprechend zu einem weiteren Zerbrechen der grobstückigen Haufwerksbestandteile. Die entstehenden kleineren Stücke wandern in die Zwischenräume herein, d.h. die Auflockerung des Materials durch die zunächst lose Schüttung wird im Sinne einer Kompaktierung verringert, und es ergibt sich ein Zustand wie in Abb. IV.1/9 in der unteren Hälfte skizziert: Das Haufwerk liegt in wesentlich kleinstückigerer Form vor, der freie Zwischenraum zwischen den einzelnen Bruchstücken hat sich verringert, die Gesamtheit aller Berührungsflächen der Körnungen untereinander ist größer geworden.

Natürlich handelt es sich bei dem beschriebenen Vorgang um einen kontinuierlich ablaufenden Prozeß, der allmählich einem neuen stationären Gleichgewichtszustand zustrebt. Dieser ist offensichtlich dann erreicht, wenn durch die fortschreitende Kompaktierung des Selbstversatzes und damit ständig zunehmende, für die Kraftübertragung verfügbare Berührungsfläche zwischen den Haufwerksbruchstücken die spezifische Flächenbelastung der Gesteinskörner auch großräumig nicht mehr höher als deren Druckfestigkeit ist.

Wann dieser neue Gleichgewichtszustand erreicht wird, hängt natürlich von der Gesteinsbeschaffenheit selbst (Druckfestigkeit, spröde oder mehr

plastische Eigenschaften usw.) und vor allem von der Höhe des Überlagerungsdrucks ab. Bei oberflächennahem Abbau und überwiegend festem Nebengestein (Sandstein, Konglomerate) stellt sich der neue Gleichgewichtszustand erfahrungsgemäß bereits relativ früh ein, es verbleibt eine deutliche Auflockerung des Bruchhaufwerks mit entsprechend hohem freien Porenraum.

Bei einem Abbau in großen Teufen (> 800 m) können die Druckbeanspruchungen insbesondere im Gefolge des abbaubedingten Zusatzdrucks (vgl. Abschnitt IV.2.1.1) jedoch Werte erreichen, die die Festigkeit der anstehenden Gesteine deutlich übersteigen (HEIDELMEYER et al. 1989). In einem solchen Fall kann sich der neue Gleichgewichtszustand offensichtlich erst dann wieder einstellen, wenn ein weiteres Zerbrechen der einzelnen Körner des Selbstversatzes auszuschließen ist, nicht mehr aufgrund der Druckfestigkeit des jeweiligen Kornes, sondern durch das Wiedererreichen eines triaxialen lithostatischen Spannungsgleichgewichts, d.h. theoretisch erst nach vollständiger Wiederkompaktierung des Materials und vollständigem Schließen sämtlicher Zwischenräume zwischen den Gesteinsbruchstücken.

In einem inhomogenen Gesteinsverband, wie ihn jeder Selbstversatz naturgemäß darstellt, ergeben sich natürlich in der Realität Abweichungen von dieser Entwicklung mit der Möglichkeit des Auftretens lokaler Unregelmäßigkeiten und dementsprechend gegenüber dem Ursprungszustand "unvollständiger" Kompaktierung. Es ist jedoch als eindeutig gesichert festzuhalten, daß die Wiederkompaktierung des Selbstversatzes mit entsprechender Schließung der Zwischenräume zwischen den einzelnen Bruchstücken umso vollständiger erfolgt, je geringer die Gesteinsfestigkeit und je höher der Überlagerungsdruck ist. Ganz eindeutig ist mit einer praktisch vollständigen Wiederkompaktierung des Materials dann zu rechnen, wenn der Abbau in einer so großen Teufe erfolgt, daß der Druck aus den überlagernden Gebirgsschichten die Gesteinsfestigkeit (bei einaxialer Belastung ohne Einspannung) überschreitet - die hier herrschenden Gegebenheiten sind mit denen bei oberflächennahem Abbau nicht vergleichbar.

Alle Überlegungen, die vorstehend für die unmittelbaren Dachschichten über dem abgebauten Flöz angestellt werden, gelten sinngemäß auch für

die weiter entfernten Hangendschichten, allerdings mit dem Unterschied, daß es bei diesen umso weniger zu einem Zerbrechen bzw. zur Auflockerung des Gebirgsverbandes kommen kann, je vollständiger die allseitige Einspannung unter dem Einfluß des Gebirgsdruckes erhalten bleibt, d.h. je mehr die Verhältnisse dem lithostatischen triaxialen Spannungsgleichgewicht entsprechen. Mit einer praktisch relevanten Auflockerung, etwa im Sinne des Entstehens von vorher nicht vorhanden gewesenen Wasserwegsamkeiten, ist also - wenn überhaupt - nur sehr oberflächennah und nur bei entsprechenden Gesteinsbeschaffenheiten zu rechnen, also z.B. nicht bei Schichten mit einem mehr plastischen Verformungsverhalten.

Die (hier stark vereinfacht dargestellten) theoretischen Überlegungen werden im übrigen durch praktische Erfahrungen beseitigt. Speziell bei einer Kohlengewinnung in großen Teufen wird erfahrungsgemäß wenige Jahre nach Durchgang des Abbaus an der Tagesoberfläche im Bereich des vollflächigen Abbaus (auf den noch eingegangen wird) eine tatsächliche Senkung von etwa 95 % der abgebauten Kohlenmächtigkeit beobachtet. Die "fehlenden" 5 % sind im wesentlichen darauf zurückzuführen, daß einerseits die "Wiederkompaktierung" der Schichten nahe der Tagesoberfläche aufgrund des geringeren Überlagerungsdruckes geringer bleibt, und daß andererseits bestimmte Hohlräume auch im Abbaubereich nicht vollständig konvergieren können, teils aufgrund von eingebrachten Fremdmaterialien, teils weil aufgrund von Ausbaumaßnahmen ein Restquerschnitt offen bleibt (beispielsweise Abbaubegleitstrecken, -dämme, Saumversatz usw.).

Der Absenkungsbetrag kann verringert werden, wenn der durch den Kohleabbau entstehende Hohlraum in unmittelbarem Zusammenhang mit dem Voranschreiten des Ausbaus so weit wie möglich wieder verfüllt wird. Durch dieses Versetzen des Abbauhohlraumes, z.B. mit den im Bergwerksbetrieb zwangsläufig anfallenden tauben Gesteinsmaterial (Berge), wird zugleich ein Beitrag zur Umweltentlastung geleistet, da entsprechend weniger Deponieraum übertage zum Aufhalden der Berge benötigt wird.

Das Verbringen des Versatzmaterials in den Hohlraum erfolgt meist von einer in Abbaunähe aufgestellten Blasmaschine aus pneumatisch durch Rohrleitungen an der rückwärtigen Seite des Schreitausbaus (vgl. Abb. IV.1/10). Wegen der bis zum Einbringen des Versatzes trotz des Ausbaus unver-

meidbaren Konvergenz der Nebengesteinsschichten und der für die apparative Einrichtung erforderlichen Mindesthöhe, ist der Blasversatz derzeit nur in Flözen mit einer Mächtigkeit von mindestens 1,8 m durchführbar. Bei gut eingebrachtem Blasversatz läßt sich gegenüber einem Betrieb mit Selbstversatz eine Verringerung der Absenkung um etwas mehr als die Hälfte erreichen; wenn auch in geringerem Ausmaße, laufen also die gebirgsmechanischen Vorgänge in der gleichen Form wie beim Selbstversatz ab (VOSS 1988).

In der jüngsten Zeit hat sich als weiteres Verfahren neben dem Blasversatz das hydraulische Nachversetzen des Abbauhohlraumes in mehreren Versuchsbetrieben als technisch ausgereiftes und beherrschbares Verfahren bewährt (MAURER et al.,1989). Hierbei wird das Versatzmaterial hydraulisch in die Zwischenräume verpumpt, die sich bei Selbstversatz beim Hereinbrechen der überlagernden Dachschichten zunächst zwischen den Gesteinsbruchstücken herausbilden. Das Verpumpen geschieht beispielsweise, wie in Abb.IV.1/11 und IV.1/12 skizziert, über Schleppleitungen, die an eine im Streb mitgeführte Rohrleitung angeschlagen sind, oder - insbesondere bei mäßig bis stark geneigter Lagerung - durch Rohrstutzen aus der Kopfstrecke (vgl. Abschnitt IV. 3.2.1).

Das Versatzmaterial wird also bei diesem Verfahren in den Selbstversatz fest eingebaut und damit zu dessen integralem Bestandteil, mit der Folge, daß es mit diesem gemeinsam und zwar irreversibel allen weiteren Einflüssen ohne zeitliche Begrenzung unterliegt; auf die sich hieraus ergebenden Konsequenzen für eine evtl. Untertageverbringung von Abfall- oder Reststoffen wird im Detail noch eingegangen werden (vgl. Abschnitt IV 2.3.1). Wie beim Blasversatz ergibt sich auch beim hydraulischen Nachversetzen als erwünschter Nebeneffekt eine Verringerung des Absenkungsbetrages der überlagernden Schichten bis hin zur Tagesoberfläche in dem Ausmaß des Volumens des eingebrachten Materiales.

Derartige Gewinnungsbetriebe werden, soweit es die Lagerungsverhältnisse erlauben, in mehreren Bauhöhen nebeneinander und zeitlich gestaffelt abgebaut. Insgesamt ergibt sich also innerhalb eines z.B. durch geologische Störungen begrenzten Feldesteils in jedem der übereinanderliegenden bauwürdigen Flöze ein großflächiger Abbau wie in Abb. IV.1/13 schematisch dargestellt. Dieser großflächige Abbau ist deshalb anzustreben, weil

sich hierdurch Bergschäden an der Tagesoberfläche vermeiden bzw. minimieren lassen. Wie in Abb. IV.1/14 schematisch dargestellt, erstrecken sich die Auswirkungen des Abbaus nicht allein auf die senkrecht darüberliegenden Schichten, sondern innerhalb eines (durch die jeweiligen Gesteinsparameter bestimmten) Grenzwinkels der Einwirkung auch auf die angrenzenden Bereiche. Es kommt also an der Tagesoberfläche zur Ausbildung einer großflächigen Absenkungsmulde, bei der sich in den Randbereichen durch das "Umbiegen" der Schichten Zerrungs- bzw. Pressungszonen sowie Schiefstellungen ergeben; diese Auswirkungen sind wesentlich gravierender als die senkrechte Absenkung der Oberfläche in der Mitte der Mulde. Anzustreben ist also ein zumindest vollflächiger Abbau, d.h. der Abbau einer so großen Fläche, daß es wenigstens in der Mitte der Senkungsmulde zu einer weitgehend beschädigungsfreien, seigeren Absenkung kommt. Noch besser wäre ein flächenmäßig darüber noch hinausgehender Abbau (sog. "Überfläche"), bei dem die Zone der lediglich seigeren Absenkung den größeren Teil der Mulde ausmacht (KRATSCH 1974).

Die Reihenfolge der Strebbetriebe untereinander ist also nicht völlig frei wählbar, sondern muß auf derartige Kriterien Rücksicht nehmen. Im Falle des in den Abb. IV.1/4, IV.1/6 und IV.1/13 skizzierten Bergwerks ist deshalb anzustreben, zunächst das hangendste Flöz in allen seinen Bauhöhen abzubauen, um möglichst rasch eine Vollfläche oder Überfläche zu erreichen, ehe im gleichen Feldesteil ein Betrieb in einem tiefer liegenden Flöz angegriffen wird. In der Wirklichkeit sind diese Interdependenzen jedoch noch wesentlich komplexer. Wie in Abb. IV.1/15 schematisch skizziert, lassen sich durch eine richtige zeitliche und räumliche Hintereinanderstaffelung von Abbaubetrieben in untereinanderliegenden Flözen die jeweiligen Abbauauswirkungen jedenfalls teilweise dadurch kompensieren, daß die Pressungszone des ersten von der Zerrungszone des zweiten Betriebes überlagert wird. Entsprechend dieser Situation an der Tagesoberfläche ergeben sich auch im Grubenbetrieb selbst zur Minimierung der sog. inneren Bergschäden, aber auch aus anderen Gründen (Qualitätsparameter) zahlreiche Einflüsse auf die Abbaureihenfolgeplanung, so daß es meist nur einige wenige sinnvolle Reihenfolgen gibt, von denen nicht abgewichen werden darf, wenn nicht erhebliche Nachteile die Folge sein sollen (RÜNGER 1987). Dieser Umstand ist natürlich auch bei der Planung einer Verbringung von Reststoffen in Grubenräume des Steinkohlenbergbaus zu berücksichtigen, zumindest was das zeitliche Verfügbarwerden dieser Hohlräume angeht.

IV.1.3 Förderung und Transport

Bei einem Bergegehalt von bis zu 50 Prozent sind zur Erreichung einer Tagesförderung von 20.000 t verwertbarer Produktion bis 40.000 t Rohförderung täglich aus der Grube zu erbringen, hinzu kommen noch die getrennt abzufördernden Berge aus den Ausrichtungsbetrieben und das rücklaufende, nicht mehr benötigte oder reparaturbedürftige Material einschließlich maschineller Einrichtungen. In die Grube zu transportieren sind alle benötigten Maschinen, Materialien und Baustoffe, schließlich muß das Transportsystem zur Beförderung einer Belegschaft von einigen tausend Personen geeignet sein.

Für diese umfangreichen und sehr verschiedenartigen Aufgaben steht eine Reihe von leistungsfähigen und ausgereiften technischen Systemen zur Verfügung.

Im Schacht erfolgt die Förderung der Rohkohle aus der Grube in der Regel in Gefäßen (Skips), weniger häufig werden die beladenen Förderwagen auf die Förderkörbe (Gestellförderung) aufgeschoben und mit diesen zu Tage gehoben. Diese Förderkörbe (= Fördergestelle) werden auch zum Transport von Maschinen und Materialien sowie zur Ein- und Ausfahrt der Belegschaft benutzt. Rohrleitungen im Schacht dienen der Wasserver- und -entsorgung der Betriebe sowie dem Transport von staubförmigen oder körnigen Massengütern (z.B. Baustoffe auf Anhydrit oder Zementbasis, Versatzberge); ihr Transport erfolgt entweder pneumatisch, dann meist in einer durchgehenden geschlossenen Leitung bis vor Ort oder in die Verbrauchsschwerpunkte, oder durch die Schwerkraftwirkung im freien Fall, oder neuerdings auch hydraulisch durch Verpumpen bei gleichzeitiger Nutzung des hydrostatischen Druckes.

In den horizontalen Strecken der Sohlen ist gleisgebundener Verkehr mit normalen Reibungsbahnen das überwiegend angewendete Verfahren für die Personenbeförderung, den Maschinen- und Materialtransport in beide Richtungen (ins Feld bzw. zurück zum Schacht) sowie die Grobbergeentsorgung aus den Streckenvortrieben, wobei für die verschiedenen Aufgaben meist Spezialwagen eingesetzt werden. Die Rohkohlenförderung erfolgt entweder ebenfalls gleisgebunden oder über Förderbandanlagen; bei

entsprechender Ausgestaltung können auch letztere zugleich die Personenfahrung in beide Richtung übernehmen.

In der Regel ist die jeweils tiefste Sohle die Hauptfördersohle. Ihr wird die Rohkohle aus den darüberliegenden Flözniveaus im allgemeinen über Wendelrutschen in den Blindschächten zugeführt, die zugleich als Bunker zum Abpuffern von Mengenschwankungen dienen. Personenfahrung sowie Maschinen- und Materialtransport erfolgen im Blindschacht mittels Gestellförderung am Seil. Sofern für die Zwischensohlenausrichtung Gesteinsberge anstelle der Blindschächte vorgesehen sind, kommen hier die gleichen Förder- und Transportsysteme zum Einsatz wie in den Strecken im Flözniveau selbst. Wegen des u.U. wechselnden Einfallens sowie der teilweise durch Abbaueinwirkung nachteilig beinflußten Sohle stehen hier für die Kohlenförderung praktisch ausschließlich Bandanlagen in Anwendung. Material- und Maschinentransport erfolgen mittels zwangsgeführter Schienenflurbahnen oder Einschienen-Hängebahnen. Diese dienen u.U. auch der Personenbeförderung, wofür als Spezialeinrichtung daneben auch Sesselliftanlagen eingeführt sind.

Eine neuere, noch nicht allgemein eingeführte Förder- und Transporttechnik stellt die Verwendung von automobilen Großgeräten in Spezialausführungen dar, die dem jeweiligen Verwendungszweck angepaßt sind. Bei entsprechend ausgelegter Schachtfördereinrichtung und einem angepaßten Grubenzuschnitt läßt sich mit ihnen ein durchgehender Verkehr vom Zechenplatz über Tage bis zum jeweiligen Vorort-Betrieb realisieren (STARK 1986).

Für die Umschlagarbeiten an den Förderknickpunkten sind die entsprechenden Hilfseinrichtungen (Gabelhubwagen, Hängebahn mit Hubwagen usw.) weitgehend eingeführt.

Alle Förderbandanlagen werden elektrisch angetrieben, ebenso die seilbetriebenen Hänge- und Flurschienenbahnen, im Lokomotivbetrieb werden hier Diesel- oder Akku-Zugwagen bzw. -katzen eingesetzt. Auf den Gleisanlagen im Hauptstreckennetz auf den Sohlen verkehren Elektroloks im Fahrdraht- oder Akkubetrieb oder Dieselloks.

IV.1.4 Bewetterung und Wasserhaltung

Die Bewetterung muß die Versorgung aller Betriebspunkte mit einer ausreichenden Menge an Luft dergestalt sicherstellen, daß den Beschäftigten Atemluft in geeigneter Qualität jederzeit sicher zur Verfügung steht, daß ein akzeptables Grubenklima (Temperatur, Feuchtigkeit, Staub usw.) aufrecht erhalten wird und daß schließlich ggf. auftretende schädliche Gase (vor allem CH_4, aber auch CO, CO_2, NO_x usw.) auf ein unbedenkliches Maß verdünnt und schadlos abgeführt werden können.

Bis auf die im Vortrieb befindlichen Strecken werden grundsätzlich alle Grubenbaue durchgehend bewettert, d.h. in einer definierten Richtung von den Wettern durchströmt. Die Grubenbaue bilden also mit ihrem vollen Querschnitt den Wetterweg; eine besondere Zu- bzw. Abführung von Luftmassen zu einzelnen Betriebspunkten etwa durch Rohrleitungen gibt es (abgesehen von den sonderbewetterten Vortriebs- oder Abteufbetrieben) prinzipiell nicht. Dies hat zur Folge, daß die Abwetter aus einem bestimmten Betriebspunkt alle in Wetterrichtung dahinterliegenden Betriebspunkte durchströmen, und daß die dort Beschäftigten also zwangsläufig hiervon beeinflußt werden.

Zur Aufrechterhaltung einer guten Wetterqualität an allen Betriebspunkten und zur Gefährdungs- und Schadensbegrenzung bei Auftreten von Störfällen ist das ganze Grubengebäude in mehrere Wetterabteilungen mit jeweils getrennten Frischwetter und Abwetterwegen unterteilt; für diese Wetterabteilungen bestehen je nach Gefährdungsgrad unterschiedliche Obergrenzen für die Zahl der dort Beschäftigten. Betriebspunkte mit besonders hohem Gefährdungspotential (z.B. Sprengstofflager) müssen abwetterseitig ohne Berührung weiterer belegter Betriebe direkt an den Abwetterschacht angeschlossen sein.

Grundsätzlich wird Unterdruckbewetterung angewendet, d.h. die Wetterbewegung erfolgt durch Lüfteranlagen, die über Tage an den Ausziehschächten installiert sind und dort die Abwetter aus der Grube heraus saugen; durch den hierdurch im Grubengebäude entstehenden Unterdruck werden die Wetter in den Einziehschächten in die Grubenbaue eingeführt und durch diese hindurchbewegt. Falls erforderlich, erfolgt zur Verbesse-

rung der klimatischen Gegebenheiten eine Kühlung der Wetter insgesamt oder in Teilströmen über oder ggf. auch unter Tage.

Die im Grubenbetrieb anfallenden Gebirgswässer (sofern vorhanden) werden ebenso wie die von über Tage zugeführten Betriebswässer (z.B. für das Niederschlagen des beim Bohren ansonsten entstehenden gesundheitsgefährdenden Bohrstaubes) durch geeignete Vorrichtungen gefaßt und über Rohrleitungen oder in offenen Gerinnen (Wasserröschen) den zentral an den Schächten angeordneten Wasserhaltungen zugeführt. Alle Sohlenstrecken werden zu diesem Zweck prinzipiell mit einem Gefälle von wenigen Promille in Richtung zum Wasserhaltungsschacht hin aufgefahren. Hier werden die Wässer in entsprechend dimensionierten Sumpfstrecken unter dem eigentlichen Sohlenniveau gesammelt und (meist während der Nachtschicht in den Zeiten günstiger Stromtarife) nach über Tage gepumpt. Es ist gängige Praxis, hierbei unterschiedliche Wasserqualitäten getrennt zu fassen und abzuführen, weil es sonst zu unerwünschten Reaktionen der Wässer untereinander kommen könnte (beispielsweise Ausfällen von Schwerspat mit Zuwachsen der Rohrleitungen durch diese Kristallisationen beim Zusammentreffen von sulfathaltigen mit (Barium-)karbonathaltigen Wässern). Vor der Abgabe der Wässer in die Vorflut (soweit sie nicht zu Betriebszwecken genutzt werden) erfolgt erforderlichenfalls eine Aufbereitung.

IV.2 Potentielle Deponieräume und ihre Gegebenheiten

Die durch den Betrieb eines Steinkohlenbergwerks entstehenden Hohlräume weisen hinsichtlich ihrer Eignung für die Aufnahme von Abfall- und Reststoffen verschiedenartige Gegebenheiten auf. Diese sind vor allem gebirgsmechanisch bedingt, und zwar mit erheblichen Unterschieden zwischen den nur kurzfristig offenen Abbauhohlräumen und den längerfristig offenen sonstigen Grubenräumen (Tages- und Blindschächte, Gesteinsberge, (Gesteins-) Strecken und Kammern). Eine gewisse Mittelstellung nehmen die Abbaubegleitstrecken ein.

IV.2.1 Längerfristig offene Grubenräume

Die für eine Verwendung als Deponieraum bei den längerfristig offenen Grubenräumen wichtigen Gegebenheiten sollen im folgenden am Beispiel einer söhligen Gesteinsstrecke erörtert werden; sinngemäß gelten die Ausführungen zugleich auch für die seigeren und geneigten Hohlräume wie Tagesschächte, Blindschächte und (Gesteins-)Berge sowie Großräume (Füllörter, Kammern).

IV.2.1.1 Gebirgsmechanische Zusammenhänge

Das im unbeeinflußten Gebirge herrschende lithostatische triaxiale Spannungsgleichgewicht läßt sich für die Zielsetzung dieser Studie vereinfachend beschreiben als ein Zustand, bei dem an jeder Stelle einer jeden Kraft eine gleichgroße Kraft entgegenwirkt, und zwar in allen Richtungen, so daß sich insgesamt eine vollständige gegenseitige Kompensation ergibt. Gebirgsbewegungen sind damit nicht möglich, auch steht kein Raum zur Verfügung, der die bei einem Zerbrechen des Gebirgsverbandes zwangsläufig auftretende Volumenvergrößerung aufnehmen könnte: Selbst wenn die herrschenden Drücke die Gesteinsfestigkeit übersteigen, kommt es wegen dieser allseitigen Einspannung dennoch nicht zu einer Zerstörung des anstehenden Gebirges.

Dieser Gleichgewichtszustand wird durch das Auffahren eines bergmännischen Hohlraumes, z.B. einer Strecke gestört. Vereinfacht ausgedrückt entfällt durch das Herausnehmen des Materials im Streckenvortrieb das Widerlager für die allseits zur Streckenachse hin wirkenden Spannungen,

diese müssen daher am Ausbruchsrand (Streckenumfang) um den entstehenden Hohlraum herum abgetragen werden. In aller Regel sind diese Spannungen jedoch bei Teufen von einigen hundert Metern so groß[1)], daß hierdurch die Festigkeit der Karbongesteine überschritten wird, und daß es folglich zum Streckenbruch käme, wenn kein Ausbau eingebracht würde. Auch ein sehr stark dimensionierter Ausbau ist jedoch i.a. nicht in der Lage, diese am Streckenumfang herrschenden Spannungen aufzunehmen, wenn dem Gebirge überhaupt keine Konvergenz erlaubt wird.

Wie die schematische Darstellung in Abb. IV.2/1 zeigt (Gebirgskennlinie), sinken jedoch die Spannungen am Streckenumfang bei einer Konvergenz des Materials in den Streckenraum hinein; die Kräfte werden gleichsam weiter in das Gebirge hinein umgelagert, es bildet sich hier um den Hohlraum ein Gebirgstragring aus (PACHER 1964). Simplifizierend kann man diesen Vorgang so interpretieren, daß sich das Gebirge am Streckenumfang etwas "auflockert" (Volumenzunahme und damit Hineinwandern in den Hohlraum) und dabei an Stützkraft für die umgebenden Gebirgspartien verliert. Es verbleibt jedoch noch soviel Stützkraft, daß dieser Prozeß in der nächsten Gebirgs"schale" weniger ausgeprägt ist usw. bis der ursprüngliche Gleichgewichtszustand im Gebirge in einer gewissen Entfernung vom Ausbruchsrand wieder erreicht ist.

Wird diese Konvergenz allerdings zu groß, so daß es zum Entfestigen des Gebirges (Bruch der Gesteine) kommt, dann steigen die Spannungen am Streckenumfang durch das Gewicht der nicht mehr im festen Gebirgsverband befindlichen Gesteine wieder an. Ziel des Streckenausbaus muß es also sein, dem Gebirge gerade die Konvergenz zu gestatten, die die Span-

---

1) Der Betrag der Spannungen hängt natürlich nicht allein von der Teufe und dem Gewicht der überlagernden Gesteinsschichten ab, sondern in einem geschichteten Gebirgsverband wie dem Karbon, der zudem noch von Störungen beeinflußt wurde, von zahlreichen weiteren, teils kaum exakt quantifizierbaren Einflüssen. Größenordnungsgmäßig ist in einer Teufe von 800 m am Streckenumfang mit minimal etwa 40 MPa Tangentialspannung zu rechnen (Doppelte Primärspannung an der Laibung des Ausbruches bei kreisrundem Querschnitt unter der Voraussetzung elastischen Materialverhaltens eines homogenen Gebirgskörpers), während die Radialspannung den Wert 0 annimmt. Unter Abbaukanten (hierauf wird in Abschnitt IV. 2.3.1 noch eingegangen) kann die Spannung bis auf über 150 MPa ansteigen.

nungen so weit reduziert, daß diese vom Ausbau sicher abgetragen werden können. Dieser Gleichgewichtspunkt im System Ausbau-Gebirge kann am sichersten erreicht werden mit einem nachgiebigen Ausbau, dessen Stützkraft möglichst rasch ansteigt (vgl. Ausbaukennlinie in Abb. IV.2/1), beispielsweise in Form von Gleitbögen oder auch Gleitringen aus Stahl (GÖTZE et al 1984). Diese ermöglichen durch ihre Konstruktion eine Verringerung des Querschnittes und damit Konvergenz der umgebenden Gebirgsschichten, ohne dabei an Stützkraft zu verlieren; im Gegenteil wird durch die Ausbildung der Ausbauelemente ein Anstieg der Stützkraft beim Einschieben angestrebt. Es kommt also zu einem Zusammenwirken der Stützkraft des Ausbaus mit dem sich bei der Konvergenz im Gebirge ausbildenden Gebirgstragring, d.h. zu einem Ausbau-Gebirge-Verbundsystem.

Bei richtiger Auslegung und Realisierung dieses Verbundsystems Ausbau-Gebirge in Verbindung mit einer gebirgsdruckminimierenden Anordnung der Grubenräume sowie entsprechender Abbauführung (Vermeidung von dynamischen Beanspruchungen und zu hohen Zusatzdrücken durch ungünstige Abbauauswirkungen - vgl. Abschnitt IV. 2.3.1) läßt sich mit sehr hoher Zuverlässigkeit die Standsicherheit dieser Grubenräume auch über längere Zeit hinweg (vgl. Abschnitt IV.1.1) gewährleisten (IRRESBERGER 1988, EVERLING et al. 1988). Auch wenn es, wie in der Praxis nicht eben selten zu beobachten, unter ungünstigen Gegebenheiten oder bei nicht zweckentsprechender Ausgestaltung des Verbundsystems Ausbau-Gebirge zu Brüchen kommt, wird dadurch in aller Regel nicht der gesamte Streckenquerschnitt verschlossen, vielmehr bildet sich um einen (meist sehr viel geringeren, unregelmäßigen und labilen) verbleibenden freien Raum ein dem oben schematisiert beschriebenen Gleichgewicht ähnlicher Zustand heraus.

Nach Erreichen eines solchen Gleichgewichtszustandes im Verbundsystem Ausbau-Gebirge sind keine weiteren Konvergenzen und Druckauswirkungen zu erwarten, solange dieser Gleichgewichtszustand nicht durch äußere Einwirkungen, z.B. dynamische Beanspruchung durch einen benachbarten Abbaubetrieb, wieder gestört wird. In einem solchen Falle würde die beschriebene Entwicklung erneut durchlaufen werden; dies kann durchaus auch mehrmals der Fall sein.

Für die weiteren Überlegungen im Hinblick auf eine Eignung derartiger Grubenräume zur Verbringung von Rest- oder Abfallstoffen ergeben sich aus den dargestellten Zusammenhängen zwei wichtige Aussagen:

1) In jedem Fall ist um den aufgefahrenen Hohlraum herum mit einer wenn auch noch so geringen Auflockerung des Gebirges zu rechnen. Diese kann natürlich unter sehr günstigen Bedingungen, z.B. sehr standfestes Gebirge und/oder geringer Überlagerungsdruck bei geringen Teufen, so gering sein, daß sie in einer zu vernachlässigenden und u.U. meßtechnisch nicht mehr erfaßbaren Größenordnung liegt. Das neue Spannungsgleichgewicht kommt also u.U. schon nach einer Konvergenz von nicht oder kaum wahrnehmbarem Ausmaß zustande und womöglich auch ohne daß es überhaupt eines Ausbaus bedarf. Unter den Verhältnissen des Ruhrkarbons ist in größeren Teufen (> 800 m) jedoch mit Auflockerungszonen in einer Größenordnung von mehreren Metern um die Strecken herum zu rechnen, wie auch durch Beobachtungen bestätigt wird.

2) Nach Ausbildung des neuen Gleichgewichtszustandes ist nicht mehr mit in den Hohlraum hineinwirkenden Kräften zu rechnen. Dies gilt natürlich nur, solange in diesem Zustand keine weiteren Störungen oder Änderungen der Materialeigenschaften eintreten; wenn es sich um ein Ausbau-Gebirge-Verbundsystem wie oben beschrieben handelt also nur, solange z.B. der Ausbau seine Stützkraft nicht verliert (etwa durch Abrosten bei Stahlbögen). Es kommt daher auch nicht mehr zu einer Querschnittsverminderung mit der Folge einer Kompression von in diesen Querschnitt eingebrachten Materialien. Will man also beispielsweise eine vollständige Verfüllung des Hohlraumes erreichen, muß entweder eine dementsprechende Verbringungstechnik angewendet werden (und darf das eingebrachte Material keine Schrumpfungserscheinungen zeigen), oder das einzubringende Material muß nach dem Einbringen eine Volumenvergrößerung erfahren, z.B. durch chemische Umwandlungen, oder das Einbringen muß vor dem Abschluß der Ausbildung des neuen Gleichgewichtszustandes erfolgt sein.

Im übrigen sind die beschriebenen Abläufe und Erscheinungen keineswegs spezifisch für das Steinkohlengebirge, wenn hier auch wegen der meist

relativ geringen Festigkeit der anstehenden Gesteine und der meist großen Teufen in der Regel deutlicher ausgeprägt. Sie treten jedoch bei allen künstlich hergestellten untertägigen Hohlräumen mit beschränkten Abmessungen (Strecken, Tunnel, Kavernen) in allen Gebirgsformationen prinzipiell gleichermaßen auf (MÜLLER-SALZBURG 1978). Insofern herrschen bei den Strecken in einer Steinkohlengrube die gleichen Gegebenheiten wie beispielsweise bei Kavernen in Felsformationen, die speziell zur Ablagerung von Reststoffen bzw. Abfall erstellt werden.

IV.2.1.2 Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten

Wie in Abschnitt IV. 1.1 dargestellt, haben die längerfristig offenen Grubenräume die Aufgabe, die Lagerstätte zugänglich zu machen und in kleinere Einheiten zu untergliedern, in denen der eigentliche Abbau umgehen soll. In ihrer Gesamtheit stellen diese Grubenbaue damit ein untertägiges, dreidimensionales Netzwerk aus miteinander verbundenen Streckenhohlräumen dar, das eine ausgeprägte Struktur in Form von übereinander liegenden Ebenen aufweist: Am umfangreichsten sind die horizontalen Grubenräume auf den jeweiligen Sohlen, ein bereits wesentlich geringeres Hohlraumvolumen stellen die sohlenverbindenden Grubenräume dar, am geringsten nach Anzahl und Volumen sind die Schächte als Verbindungselemente zur Tagesoberfläche, die zugleich auch das Deckgebirge durchsetzen.

Dieses dreidimensionale Grubenraumnetz bildet natürlich zugleich auch ein dreidimensionales System von Wasserwegsamkeiten, und zwar unter Einschluß auch der Systeme benachbarter Schachtanlagen, wenn und soweit zu diesen durchschlägige Verbindungen bestehen. Prinzipiell müssen diese Wasserwegsamkeiten auch dann als vorhanden angesehen werden, wenn die Strecken nicht mehr für die betriebliche Nutzung aufrecht- und instandgehalten werden: Wie in Abschnitt IV. 2.1.1 dargelegt, verbleibt selbst nach einem Verbruch der Strecken in den allermeisten Fällen noch ein offener Restquerschnitt, der eine nicht zu vernachlässigende Durchflußmöglichkeit ergibt.

Grundsätzlich besteht diese Wasserwegsamkeit zwischen allen Teilen des Grubengebäudes und damit auch zwischen allen den Gebirgsschichten, die von den Strecken und Schächten durchörtert werden. Schächte und Blind-

schächte durchteufen auf ihrer Länge stets eine Mehrzahl übereinanderliegender Gebirgsschichten, jedoch sind auch die söhligen Grubenbaue fast niemals an nur eine bestimmte Gebirgsschicht gebunden. Querschläge werden - wie schon die Bezeichnung zum Ausdruck bringt - bewußt rechtwinklig zum Schichtstreichen orientiert, um die verschiedenen Gebirgspartien und damit auch die Flöze zu durchörtern und letztere für den Abbau an das Grubengebäude anzuschließen. Richtstrecken folgen in der Orientierung zwar dem Schichtstreichen und sind insofern schichtgebunden, wegen des ungleichmäßigen Einfallens dieser Schichten einerseits und des Bestrebens nach geradliniger Auffahrung in gleichbleibendem Niveau andererseits schneiden jedoch auch Richtstrecken in der Praxis in aller Regel mehrere Schichten des Gesamtpaketes an.

Unterbunden ist diese prinzipielle Wasserwegsamkeit im gesamten Grubengebäude und zwischen allen hiervon durchörterten Gebirgsschichten also nur dort, wo hierfür spezielle Maßnahmen vorgesehen und realisiert wurden.

Immer vorgesehen ist ein wasserdichter Abschluß der Schächte gegen die durchteuften Schichten des Deckgebirges, wenn diese (auch nur potentiell) grundwasserführend sind. Dies ist schon aus sicherheitlichen Erwägungen heraus eine unerläßliche Voraussetzung für die Entwicklung und den Betrieb eines Bergwerks. In der Vergangenheit sind die entsprechenden Abdichtungsverfahren (Stahltübbinge mit Bleifugen und Pikotagen, Gebirgsverfestigung / -abdichtung durch Injektionen, vollständig geschlossene Stahlzylinder als Schachtröhren-Dichtung) stetig weiterentwickelt und verbessert worden, so daß heute auch unter ungünstigen Gegebenheiten von einer praktisch vollständigen Wasserdichtigkeit selbst bei sehr hohen hydraulischen Gradienten (statische Druckhöhen bis zu mehreren hundert Metern) ausgegangen werden kann, jedenfalls für die Dauer der Betriebszeit des Bergwerks mit entsprechenden Kontroll- und ggf. Reparaturmöglichkeiten (KLEIN 1985).

Eine praktisch vollständige Dichtigkeit läßt sich auch innerhalb des Grubengebäudes durch das Setzen von Wasserabschlußdämmen erreichen, die an solche Gebirgsschichten angeschlossen werden, die als Wassernichtleiter eine natürliche Barriere bilden. Auch hier demonstrieren ausgeführte Anlagen, daß auch bei ungünstigen Bedingungen unerwünschte Wasserzu-

flüsse zumindest über die Betriebszeit des Bergwerks hinweg und einige Jahrzehnte darüber hinaus sicher vermieden werden können.

Schächte, Blindschächte und Gesteinsstrecken müssen sehr häufig auch über das Ende des Abbaus in dem unmittelbar durch sie erschlossenen Teilen des Grubenfeldes hinaus in vollem Querschnitt offen und funktionsfähig gehalten werden, beispielsweise wenn sie noch für die Bewetterung anderer Bereiche des Bergwerks oder für sonstige Infrastruktur-Aufgaben erforderlich sind. Wenn auch mit einem entsprechenden Wartungs- und ggf. Reparaturaufwand ist dies grundsätzlich für beliebig lange Zeiträume möglich. Diese Grubenräume können daher im Prinzip auch über ihre aktive Nutzungszeit hinaus als potentielle Deponieräume verfügbar gehalten werden; ihre Verwendung zur Untertage-Verbringung von Abfall- oder Reststoffen ist also sowohl während der Zeit möglich, in der das übrige Bergwerk zur Steinkohlengewinnung betrieben wird, als auch danach; eine Trennung von Mineralgewinnungs- und Deponiebetrieb ist hier also grundsätzlich möglich.

IV.2.2 Abbaubegleitstrecken

Unter der Bezeichnung "Abbaubegleitstrecken" sollen hier alle diejenigen Grubenbaue zusammengefaßt werden, die innerhalb des jeweiligen Flözniveaus die Verbindung zwischen dem Abbaubereich im eigentlichen Sinne (Strebbetrieb) und dem allgemeinen Grubengebäude (Blindschächte/ Sohlen) darstellen (vgl. Abb. IV.1/6. und IV.1/7 - Flözstrecken/Abbaustrecken). Obwohl hinsichtlich Auffahrungstechnik, Querschnitt und betrieblichen Aufgabenstellungen ähnlich, sind bei diesen Abbaubegleitstrecken die Gegebenheiten im Hinblick auf eine potentielle Nutzung als Deponieraum anders zu beurteilen als bei den längerfristig offenen Grubenräumen (Gesteinsstrecken). Dies folgt aus den andersartigen Bedingungen bei der Gebirgsmechanik ebenso wie aus den Zusammenhängen bei der betrieblichen Nutzung.

IV.2.2.1 Gebirgsmechanische Zusammenhänge

Der grundsätzliche Unterschied zwischen einer Gesteinsstrecke und einer Abbaubegleitstrecke aus gebirgsmechanischer Sicht ist stark vereinfacht und schematisiert in Abb. IV.2/2 dargestellt, dabei werden entgegen dem

im Gebirge herrschenden triaxialen lithostatischen Spannungszustand in diesen Skizzen simplifizierend nur die Vertikalkräfte berücksichtigt. Wie in den Skizzen A angedeutet, setzen sich diese aus dem Gewicht der überlagernden Schichten resultierenden Spannungen im ungestörten Gebirge senkrecht durch die Schichten hindurch fort und werden kompensiert durch die entgegengesetzt gerichteten Kräfte aus dem Widerlager der darunterliegenden Schichten. Wird dieses Spannungsgleichgewicht durch das Auffahren eines Streckenhohraumes gestört, so können die Kräfte nicht mehr auf geradem Wege auf das Widerlager übertragen werden, sie müssen um den aufgefahrenen Hohlraum herum abgetragen werden (Skizzen B). Es ergibt sich damit zwangsläufig eine gegenüber dem Ausgangszustand erhöhte Spannungskonzentration in der unmittelbaren Nachbarschaft des Streckenhohlraumes, schematisiert angedeutet durch die Verdichtung der Spannungslinien in diesem Bereich.

Bei einer Gesteinsstrecke muß (und kann) diese Spannungskonzentration von den anstehenden Gebirgsschichten aufgenommen werden, indem sich durch die (in Abschnitt IV. 2.1.1 beschriebene) Ausbildung eines durch die Ausbaustützwirkung unterstützten Gebirgstragringes nach einer bestimmten Streckenkonvergenz ein neuer Gleichgewichts-Zustand der herrschenden Kräfte herausbildet (PORNSCHLEGEL 1989). Bei der Abbaubegleitstrecke wird jedoch eine der anstehenden Gebirgsschichten, nämlich das Kohleflöz, zumindest auf einer Seite der Strecke durch die Gewinnung herausgenommen; hier ist die Ausbildung eines neuen Gleichgewichtszustandes ganz offensichtlich erst und nur dann möglich, wenn die überlagernden Schichten soweit abgesunken und unter der Druckeinwirkung kompaktiert sind, daß sie wieder auf den unteren Schichten ein Auflager gefunden haben. Dies kann jedoch erst nach einer in der Größenordnung der Flözmächtigkeit liegenden Konvergenz der Abbaubegleitstrecke der Fall sein.

Diese prinzipiellen Zusammenhänge gelten natürlich auch dann, wenn bei der Kohlengewinnung im Strebbetrieb entlang der Abbaustrecke Streckenbegleitdämme im ausgekohlten Flözraum mitgeführt werden (vgl. Abb. IV.1/7). Diese aus meist pneumatisch oder hydraulisch eingebrachten Baustoffen (Anhydrit oder Magerbeton) bestehenden Dämme haben in erster Linie die Aufgabe, eine Abdichtung des ausgekohlten Flözraumes gegenüber Schleichwetterströmen zu gewährleisten, um Selbstentzündungsbrän-

de zu verhindern. Sie unterstützen darüber hinaus natürlich auch das Offenhalten des Querschnitts der Abbaubegleitstrecke dadurch, daß sie anstelle des abgebauten Kohleinhaltes des Flözes den Hohlraum zwischen den hangenden und den liegenden Gebirgsschichten ausfüllen und insofern auch die zu übertragenden Kräfte aufnehmen; dies jedoch nur und insoweit, wie es ihrer Tragfähigkeit nach dem Zusammendrücken des eingebrachten Materials entspricht.

In den Abbaubegleitstrecken zeigen sich daher als Folge der Gebirgsdruckauswirkungen im Zusammenhang mit dem Abbaugeschehen meist sehr erhebliche Konvergenzen von teilweise deutlich mehr als 100 % des Ausgangsquerschnittes, die zu wiederholtem Durchsenken der Sohle und ggf. zu völligem Durchbauen der Strecke zwingen. Ein stabiler neuer Gleichgewichtszustand, ähnlich dem in Abschnitt IV. 2.1.1 für Gesteinsstrecken beschriebenen, wird also erst nach einer wesentlich längeren Zeit und bei einem wesentlich kleineren Restquerschnitt der Strecke erreicht, wenn überhaupt, nämlich erst dann, wenn es großflächig zu einer Wiederherstellung der ursprünglichen Spannungszustände im Gebirge gekommen ist (vgl. Abschnitt IV. 2.3.1).

Abbaubegleitstrecken nehmen damit unter gebirgsmechanischem Blickwinkel gleichsam eine Mittelstellung zwischen den langlebigen Grubenräumen (Gesteinsstrecken) und den nur kurzfristig offengehaltenen Abbauhohlräumen ein.

Einerseits unterliegen sie in vollem Umfang den in Abschnitt IV.1.2 beschriebenen Auswirkungen im Gefolge des großflächigen Abbaugeschehens, d.h. einer vollständigen Hangendabsenkung, andererseits wird der hierdurch entstehenden Konvergenz durch ein (teils mehrfaches) Durchsenken und Durchbauen bereits vor und während des Abbauvorganges, teilweise auch noch danach, entgegengewirkt, so daß sich schließlich ein ähnlicher, wenn auch wesentlich labilerer Gleichgewichtszustand wie bei den Gesteinsstrecken beschrieben (vgl. Abschnitt IV. 2.1.1) herausbildet, einschließlich einer gewissen bleibenden Auflockerungszone um die Abbaustrecke herum.

Diese reicht natürlich wie in die Hangend- und Liegendschichten so auch in die (abgebaute) Flözfläche hinein. Beiderseits der (ehemaligen) Abbau-

begleitstrecke ist also auch hier mit einer gewissen Auflockerung und damit Wetter- bzw. später Wasserwegsamkeit zu rechnen, wenn nicht besondere Maßnahmen ergriffen werden, wie beispielsweise das Mitführen von wetterdichten Abbaubegleitdämmen.

IV.2.2.2 Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten

Aufgrund ihrer Aufgabenstellung, nämlich ständig den Versorgungs- und Förderanschluß des Strebbetriebes zu gewährleisten, ergibt sich zwangsläufig, daß Abbaubegleitstrecken stets schichtgebunden im Flözniveau aufgefahren werden müssen. Sie folgen dabei dem u.U. wechselnden Einfallen des Flözes durch entsprechendes Ansteigen bei grundsätzlich gradliniger Auffahrung in der flachen Lagerung bzw. durch entsprechende Horizontalkurven bei grundsätzlicher Beibehaltung der Teufenlage in der stark geneigten bis steilen Lagerung. In aller Regel reicht die Flözmächtigkeit für einen ausreichenden Querschnitt der Abbaubegleitstrecke nicht aus, so daß Nebengesteinsschichten im unmittelbaren Hangenden und/oder Liegenden mit angeschnitten werden müssen. Abgesehen davon werden durch die Abbaubegleitstrecken jedoch keinerlei Verbindungen zwischen verschiedenen Schichten des Gesteinspaketes hergestellt. Dies gilt selbst dort, wo mit dem Strebbetrieb und damit auch den Begleitstrecken Störungen durchörtert werden müssen. Da sich hierdurch ein räumliches Versetzen der Flözbereiche vor und hinter der Störung ergibt (vgl. Abb. IV.1/6), können Streb und Strecke dieses neue Niveau nur wieder erreichen, wenn insoweit die Nebengesteinsschichten durchfahren werden. Hierbei werden jedoch lediglich die unmittelbar benachbarten Gesteinspartien betroffen, da geologische Störungen mit Verwurfsmaßen von mehr als doppelter Flözmächtigkeit im allgemeinen als abbaubegrenzend angesehen und folglich nicht durchörtert werden, es wird vielmehr auf der anderen Seite der Störung ein neuer Gewinnungsbetrieb eingerichtet.

Durch die Gesamtheit der Abbaubegleitstrecken entsteht im Grubengebäude prinzipiell kein unregelmäßig vermaschtes dreidimensionales Netz von Grubenräumen, sondern ein zweidimensionales System von parallel angeordneten Verbindungen zwischen dem jeweiligen Strebbetrieb und dem zugehörigen Aufschlußgrubenbau (vgl. Abb. IV.1/6, IV.1/13). Dabei ist entweder ein beidseitiger Anschluß möglich, d.h. beide oder auch nur eine

der zu einem Abbau gehörenden Abbaubegleitstrecken verbindet einen Ausrichtungsbau am Anfang der Baulänge des Abbaubetriebes mit einem anderen Ausrichtungsbau am Ende der Baulänge, oder es wird ein einseitiger Anschluß an nur jeweils einen Ausrichtungsbau gewählt, der am Anfang (vorbauartige Abbauführung) oder am Ende (rückbauartige Abbauführung) der abzubauenden Baulänge angeordnet sein kann.

Wie bereits erwähnt, führen die gebirgsmechanischen Gegebenheiten zu ganz erheblichen Konvergenzerscheinungen bei den Abbaubegleitstrecken, so daß deren Offenhalten einen beträchtlichen Wartungs- und Reparaturaufwand erfordert. Um die hierdurch entstehenden Kosten zu minimieren, besteht das Bestreben, diese Strecken nur für den kürzest erforderlichen Zeitraum offen- und funktionsfähig zu halten, d.h. längstens bis zum Abbau der anstehenden Kohle auf beiden Seiten der Strecke; sehr häufig werden die Strecken auch bereits nach nur einmaliger, einseitiger Nutzung endgültig abgeworfen. Dieses Abwerfen der Strecken, das meist mit einem Zurückgewinnen (Ausrauben) aller noch nutzbaren Einrichtungen (Rohre, Fördermittel, ggf. Ausbau) verbunden ist, erfolgt entweder nach Einstellung der Gewinnung, nämlich wenn bei vorbauartiger Abbauführung der Strebbetrieb seine Endstellung erreicht hat, oder bei rückbauartiger Abbauführung kontinuierlich und mit der Gewinnung zeitgleich für den jeweils nicht mehr benötigten Teil der Strecken.

Es ist übliche Praxis, abgeworfene Abbaubegleitstrecken nach Abschluß ihres Ausraubens durch Wetterabschlußdämme gegen das allgemeine Grubengebäude abzuschließen. Diese luftdichten Abschlußdämme sollen verhindern, daß in den Strecken und den unmittelbar angrenzenden abgebauten Flözbereichen noch irgendwelche, wenn auch noch so geringe Wetterwegsamkeiten bestehen, in denen Schleichwetterströme zirkulieren und durch allmähliche Aufoxydation von liegengebliebenen Kohlenresten zur Entstehung von Selbstentzündungsbränden führen können.

Im Hinblick auf eine potentielle Eignung der Abbaubegleitstrecken für eine Untertageverbringung von Abfall oder Reststoffen ist zusammenfassend damit festzuhalten:

Abbaubegleitstrecken sind grundsätzlich schichtgebunden in der Flözebene, sie verbinden die Strebbetriebe mit ihren zugehörigen Ausrichtungsgrubenbauen und im übrigen maximal zwei Ausrichtungsgrubenbaue untereinander in Form eines System von parallelen Strecken. Es handelt sich daher bei ihnen nicht um ein netzartiges System von potentiellen Wasserwegsamkeiten zwischen verschiedenen Teilen des Grubengebäudes bzw. den verschiedenen, anstehenden Gebirgsschichten. Diese Aussage gilt umsomehr, als die Abbaubegleitstrecken nach Ende ihrer Nutzungsdauer meist gegen das übrige Grubengebäude abgedämmt werden.

Deshalb ist eine Nutzung dieser Hohlräume für Deponiezwecke nur möglich, solange das Bergwerk selbst für die Kohlengewinnung in Betrieb steht. Ein vorläufiges Offenhalten von Abbaubegleitstrecken für eine wesentlich später liegende Einlagerung ist zwar technisch durchführbar, jedoch mit viel zu hohen Kosten und möglicherweise auch Risiken (Selbstentzündungsbrände bei Vorliegen entsprechender Bedingungen) verbunden. Das Verbringen von Materialien in den Streckenraum muß je nach Abbauführung zeitlich und räumlich von der Gewinnung der Kohle im Strebbetrieb getrennt werden (bei vorbauartiger Abbauführung ist die Einlagerung erst nach Abschluß der Nutzung der Strecke für die Ver- und Entsorgung des Gewinnungsbetriebes möglich), oder zeitgleich mit der Gewinnung erfolgen (nämlich wenn bei rückbauartiger Abbauführung die Strecken nach Abbaudurchgang abgeworfen werden).

In jedem Fall ist damit zu rechnen, daß sich der am Schluß von Abschnitt IV. 2.2.1 beschriebene Spannungsgleichgewichtszustand im Gebirgskörper um die Abbaubegleitstrecken herum erst eine geraume Zeit nach dem Verbringen von Materialien in diese Hohlräume einstellen wird. Im Gegensatz zu den Gegebenheiten bei einer Verbringung von Materialien in Gesteinsstrecken (vgl. Abschnitt IV. 2.1.2) werden diese also in den Abbaubegleitstrecken unter Druckauswirkungen beträchtlichen Ausmaßes gelangen. Es ist daher mit einer Kompaktierung des eingebrachten Materials zu rechnen, speziell auch durch den abbaubedingten dynamischen Zusatzdruck, auf den noch einzugehen ist (Abschnitt IV. 2.3.1), falls das Material mit der Gewinnung zeitgleich eingelagert wird. Durch diese Kompaktierung im Gefolge der Druckauswirkungen wird eine mögliche Wasserdurchlässigkeit

tendenziell verringert, eine Erscheinung, die natürlich gleichermaßen auch die erwähnten Wetterabschlußdämme betrifft.

IV.2.3 Abbauhohlräume

Die durch den Kohlenabbau im Strebbetrieb ständig neu entstehenden Hohlräume unterscheiden sich, was ihre potentielle Nutzung als Deponieraum für Abfälle angeht, sowohl hinsichtlich der gebirgsmechanischen Zusammenhänge als auch aufgrund der aus dem Grubenbetrieb resultierenden Gegebenheiten grundsätzlich von allen Strecken.

IV.2.3.1 Gebirgsmechanische Zusammenhänge

Wie in Abschnitt IV. 1.2 dargestellt, entsteht durch den langfrontartigen Kohlenabbau im Strebbetrieb ein sich ständig parallel zu sich selbst innerhalb des Flözes verlagernder, langgestreckter temporärer Abbauhohlraum, dessen Höhe der Flözmächtigkeit abzüglich der Vorkonvergenz entspricht, dessen Breite etwa 5 m und dessen Länge bis mehr als 250 m betragen kann. Dieser durch Schreitausbau offengehaltene Strebraum (vgl. Abb. IV.1/7 und IV.1/8) beginnt unmittelbar nach dem Vorrücken der Ausbauschilde sich unter dem Druck der überlagernden Gebirgsschichten wieder zu schließen.

Die hierbei stattfindenden gebirgsmechanischen Abläufe und ihre Auswirkungen sollen anhand der vereinfachenden Darstellung in Abb. IV.2/3 und IV.2/4 erklärt werden; dabei erfolgt aus Gründen der Anschaulichkeit wiederum eine Skizzierung lediglich der Vertikalkomponenten der an sich triaxialen Gebirgsspannungen.

Wie in Abb. IV.2/3 skizziert, wird durch die großflächige Herausnahme des Kohleinhaltes im Flöz aus dem Schichtenpaket den senkrecht nach unten gerichteten Komponenten des Gebirgsdruckes aus dem Hangenden das Widerlager entzogen, diese Kräfte müssen also um den entstehenden Hohlraum herum in den Untergrund abgetragen werden. Dieses ist in Abbaurichtung gesehen durch die dort noch anstehende Kohle hindurch unmittelbar möglich, es kommt also hier zu einer Konzentration der Gebirgsspannungen, in der Skizze ausgedrückt durch die Verdichtung der Spannungslinien, und damit also zu einem Druckmaximum bis zu einem Mehr-

fachen des normalen Überlagerungsdruckes $P_{ü}$, das sich im übrigen natürlich einige Zehner Meter in das Hangende hinauf bzw. in das Liegende hinein auswirkt. Durch den durch den Abbau entstandenen Hohlraum hindurch können keine Kräfte nach unten abgetragen werden, hier entsteht also zunächst einmal eine druckentlastete Zone.

Dieses Druckmaximum über und unter der anstehenden Abbaukante ebenso wie die druckentlastete Zone über und unter dem benachbarten abgebauten Flözabschnitt beeinflussen selbstverständlich auch alle nahegelegenen Grubenräume. Dabei kann es sich um einen längere Zeit andauernden, statischen Zustand handeln, wenn beispielsweise der Streb in der in Abb. IV.2/3 B skizzierten Situation seine Endstellung erreicht und die Abbaukante daher bestehen bleibt, oder wenn sich der Streb senkrecht zu der Darstellungsebene in Abb. IV.2/ 3 fortbewegt. In einem solchen "statischen" Fall kann man sich die Gegebenheiten zunutze machen, indem man beispielsweise zu schützende Grubenbaue im Hangenden oder Liegenden des dargestellten Flözes bewußt in der druckentlasteten Zone anordnet. Andererseits ist natürlich mit zusätzlichen Schwierigkeiten zu rechnen, wenn man aus zwingenden Gründen die Zonen des Zusatzdruckes mit einem Grubenbau durchfahren muß, oder wenn bei ungünstiger Abbauführung die Druckmaxima mehrerer Flöze während ihres Abbaus sich kumulieren.

Bewegt sich der Abbau im Flöz vorwärts (in der Skizze B in Abb. IV.2/3 nach links), so wird hierdurch den unmittelbaren Dachschichten nach dem Voranschreiten des Ausbaus großflächig die Unterstützung entzogen. Sie brechen, zunächst verhältnismäßig grobstückig, unter den Auswirkungen ihres Eigengewichtes in den Hohlraum herein (vgl. Abschnitt IV. 1.2).

Selbstverständlich hängen die Geschwindigkeiten dieses Hereinbrechens, die Zeitverzögerung gegenüber dem Vorrücken des Ausbaus, die Stückigkeit des Bruchhaufwerks und die Höhe, bis zu der dieser Vorgang in das Hangende hinaufreicht, von einer Vielzahl von Einflußfaktoren ab. Als wichtigste seien hier genannt die petrographischen und mineralogischen Eigenschaften der Hangendschichten sowie deren tektonische Vorbeanspruchung. Von entscheidender Bedeutung ist auch die Abbaugeschwindigkeit, durch die die je Zeiteinheit freigelegte, also unterstützungslos

gemachte Hangendfläche bestimmt wird und damit die Höhe des insgesamt für das Zerbrechen vorhandenen Energiepotentiales.

Erst wenn in einer gewissen Entfernung vom Kohlenstoß der Hohlraum durch das hereingebrochene Material wieder - wenn auch zunächst nur locker - verfüllt ist, also die Bruchzone sich soweit in das Hangende hinauf entwickelt hat, daß durch die Volumenzunahme des zerbrochenen Materials das Massendefizit durch die Herausnahme der Kohle ausgeglichen wurde, können wieder in zunächst geringem Umfang Kräfte aus den überlagernden Schichten übertragen werden. Hierbei kommt es, wie in Abschnitt IV. 1.2 ausführlich dargestellt, aufgrund der teils punkt- oder linienförmigen Beanspruchung des unregelmäßig hereingebrochenen Bruchhaufwerkes auch schon bei nur relativ geringen Belastungen der einzelnen Bruchstücke zu einer immer weitergehenden Zerkleinerung und Verringerung der nicht ausgefüllten Zwischenräume, also zu einer fortschreitenden Kompaktierung und damit Volumenverminderung des Bruchhaufwerks.

Mit weiter zunehmender Entfernung vom Kohlenstoß steigt zugleich auch die Auflast auf den Selbstversatz, da - wie in der Skizze in Abb. IV.2/3 schematisch dargestellt - die Spannungskonzentration aus den um den Hohlraum herum abgetragenen Überlagerungsdrücken zunimmt, die in dem hierdurch ständig weiter beanspruchten und damit immer stärker kompaktierten Bruchhaufwerk zunehmend ein Widerlager finden und damit auch abgetragen werden können. Es kommt also zu einem weiteren Zerlegen der Bruchstücke des Selbstversatzes und weiteren Ausfüllen der Zwischenräume zwischen den Körnern, bis schließlich der in Abschnitt IV. 1.2 dargestellte Gleichgewichtszustand erreicht ist, bei dem das Material des Selbstversatzes soweit kompaktiert und die Zwischenräume soweit verfüllt sind, daß die Spannungen aus den Gewichtskräften der überlagernden Schichten abgetragen werden können.

Der beschriebene Vorgang des Zerbrechens und Wiederkompaktierens der überlagernden Schichten reicht dabei nur eine gewisse Höhe in das Hangende hinauf, unter ungünstigen Bedingungen im Maximum um nicht mehr als das drei- bis fünffache der Flözmächtigkeit. Je größer die Entfernung der Hangendschicht vom abgebauten Flöz ist, desto vollständiger bleibt hier der triaxiale lithostatische Spannungszustand erhalten, unter

dessen Einwirkung es lediglich zu einer Absenkung der Schichten bei einer quasi-plastischen Verformung der Gesteine ohne makroskopisch erkennbare Brucherscheinungen kommt.

Von besondererer Bedeutung bei diesem Vorgang ist die Tatsache, daß es aufgrund der Spannungsumlagerungen um den Hohlraum herum auch auf der Versatzstoßseite zu Drücken kommt, die den normalen Überlagerungsdruck[1)] deutlich übersteigen. Sie erreichen im Normalfall etwa den doppelten Überlagerungsdruck, können jedoch unter Umständen auch noch wesentlich höhere Werte annehmen. Diese Zusatzdrücke sind ursächlich dafür, daß es - wie in Abschnitt IV. 1.2 ausführlich dargestellt - zu einem praktisch vollständigen Wiederkompaktieren des Bruchhaufwerks auch dort kommen kann, wo der normale Überlagerungsdruck die Druckfestigkeit der Gesteinsschichten selbst nicht überschreitet.

Das dargestellte System der Druckverteilungen und -auswirkungen um den Abbauhohlraum herum ist nun nicht statisch, sondern dynamisch insofern, als es sich mit dem fortschreitenden Abbau durch das anstehende Gebirge hindurch fortbewegt: Durch das weitere Herausnehmen von Kohle verlagert sich die vordere, auf der noch anstehenden Kohle lastende Druckspitze ebenso in Abbaurichtung wie die druckentlastete Zone über dem eigentlichen Strebhohlraum und die Zone erhöhten Druckes über dem wieder kompaktiert werdenden Bruchhaufwerk. Der Abbaubetrieb schiebt also, wie in Abb. IV.2/4 skizziert, quasi eine Zone erhöhten Druckes vor sich her (im bergbaulichen Sprachgebrauch als voreilender Zusatzdruck bezeichnet) und läßt auf einen druckentlasteten Bereich nochmals eine Zone erhöhten Druckes folgen (nacheilender Zusatzdruck).

Diese mit dem Abbaugeschehen verbundenen dynamischen Druckauswirkungen reichen, wie erwähnt, einige Zehner Meter in das Hangende und in das Liegende hinein und wirken sich damit natürlich auch auf alle Grubenräume aus, die in diesem Bereich liegen. Wird also beispielsweise eine (Gesteins-)Strecke in einem nicht zu großen Abstand von einem Streb-

---

1) Bei einer mittleren Masse der Gesteine des Ruhrkarbons von etwa 2,5 t/m^3 ergeben sich bei 800 m Teufe Vertikalspannungen von 20 MPa

betrieb unter- oder überfahren, so gerät sie zunächst unter die Auswirkungen des voreilenden Abbaudruckes, dann in den Bereich der Druckentlastung und schließlich in die Zone des nacheilenden Abbaudruckes. Durch diese dynamische Beanspruchung (dynamische Zusatzdrücke) wird der (in Abschnitt IV.2.1.1 beschriebene) Gleichgewichtszustand der Spannungen um diesen Grubenraum natürlich beeinflußt, und wenn die Stützkraft des Ausbau-Gebirge-Verbundsystems überschritten wird, kann es zu ganz erheblichen Beschädigungen kommen, auch wenn das System für den statischen Lastfall, also unter Berücksichtigung der aus der Teufe und Gebirgsbeschaffenheit resultierenden Beanspruchungen, ausreichend ausgelegt war.

Natürlich gerät auch ein bereits abgebauter Flözbereich, der durch einen Strebbetrieb in einem darunter- (seltener: darüber-)liegenden anderen Flöz unter- (über-)baut wird, unter die Auswirkungen dieser dynamischen Zusatzdrücke. Es erfolgt hierdurch jedoch nicht etwa eine Auflockerung des Materials, da sich die Beanspruchung im Bereich der triaxialen vollständigen Einspannung des Materials abspielt und ein Hohlraum, in den hinein die durch die Drücke zerbrochenen Gesteinsmassen konvergieren könnten, nicht zur Verfügung steht. Es also schon wegen der Unmöglichkeit der Volumenvergrößerung gar nicht zu einem solchen Zerbrechen der Gesteine kommen. Außerdem wirkt natürlich auch hier der mit dem Abbaugeschehen verbundene voreilende bzw. nacheilende Zusatzdruck in Richtung auf eine weitere Kompaktierung.

Bis zu welchem Grade durch die beschriebenen Gebirgsdruckauswirkungen das Material im Selbstversatz des abgebauten Flözbereiches wieder kompaktiert wird und welche Dichtigkeiten dabei erreicht werden bzw. welche Porenräume noch verbleiben, ist - wie in Abschnitt IV.1.2 ausführlich dargestellt - ist in erster Linie abhängig von der Gesteinsbeschaffenheit und dem Ausmaß der wirkenden Kräfte. Für die Gegebenheiten des Ruhrkarbons ist davon auszugehen, daß es bei Teufen über 800 m und einem Nebengestein mit überwiegend tonigen Bestandteilen praktisch zu einer vollständigen Kompaktierung des Materials und dementsprechend weitestgehenden Schließung der Hohlräume zwischen den einzelnen Bruchstücken des Selbstversatzes kommt, natürlich abgesehen von lokalen Ungleichmäßigkeiten.

Diese aus den herrschenden Gegebenheiten abzuleitende theoretische Aussage wird durch die Ergebnisse der Betriebsversuche erhärtet, die im Rahmen der vorliegenden Studie durchgeführt werden. Beispielsweise zeigte der in Abschnitt I. 3.1.3 dargestellte Betriebsversuch auf der Schachtanlage Pluto, daß der eigentliche Abbauhohlraum praktisch kein Material mehr aufnahm, da ein entsprechender freier Hohlraum offensichtlich nicht mehr zur Verfügung stand: Das hier als Sturzversatz eingebrachte Material war durch die beschriebenen Druckauswirkungen zwischenzeitlich so kompaktiert, daß alle ursprünglich vorhanden gewesenen Zwischenräume verschlossen waren.

Das bei diesem Betriebsversuch beobachtete Austreten einer kleineren Menge von Aufgabetrübe in die Fußstrecke widerspricht dieser Feststellung keineswegs. Offensichtlich bestand hier - möglicherweise durch Zurücklassen von Einrichtungen (Rohrleitungen ? im Streb) bedingt - eine jener niemals mit absoluter Sicherheit auszuschließenden Unregelmäßigkeiten im System, die zu einer lokalen Wasserwegsamkeit führte. Diese wurde im übrigen durch die Eigenschaften des eingebrachten Materials selbst sehr schnell abgedichtet.

Neben den Gebirgsdruckauswirkungen und im Zusammenwirken damit ist für die Eigenschaften der nach dem Abbau im Gebirgsverband verbleibenden Versatzzone ganz offensichtlich die Beschaffenheit des Versatzmaterials die entscheidende Größe, und hier insbesondere der Körnungsaufbau.

Bei reinem Selbstversatz weist dieser im unmittelbaren Gefolge des Abbaus zunächst eine sehr grobe Stückigkeit und dementsprechend umfangreiche Zwischenhohlräume auf, erst unter dem Einfluß insbesondere des nacheilenden Zusatzdruckes werden diese groben Körner immer weiter zerteilt, die Hohlräume dementsprechend weiter ausgefüllt und der Versatz insgesamt zunehmend kompaktiert. Im Gegensatz dazu weist Blasversatz eine Kornverteilung auf, in der die feineren Korngrößen bis hin zu staubförmigen Partikeln dominieren, wo also von vornherein weniger Hohlraumvolumen gegeben ist und die Kompaktierung des Materials unter dem Einfluß des Gebirgsdruckes dementsprechend schneller und weitergehend erfolgt. Noch mehr trifft dies beim hydraulischen Nachversetzen des Selbstversatzbereiches zu, wobei das eingebrachte Material nicht nur eine für die Kom-

paktierung günstige Kornverteilung mit hohem Fein- und Feinstkornanteil aufweist, sondern durch das unter Druck erfolgende Verpumpen auch unmittelbar in die zunächst noch vorhandenen Hohlräume des Selbstversatzes gelangt und diese ausfüllt.

Es bedarf sicher noch weitergehender gezielter Untersuchungen zur Klärung der Frage, ob und ggf. wie durch das Zusammenwirken von gezielt beeinflußtem Körnungsaufbau und Druckauswirkungen bestimmten Ausmaßes sich die Materialeigenschaften des entstehenden Versatzbereiches im Gebirgskörper in einer gewünschten Richtung beeinflussen lassen. Aus Betriebsversuchen läßt sich jedoch heute bereits erkennen, daß es möglich ist, sehr geringe Wasserdurchlässigkeiten zu erreichen:

Auf dem Bergwerk Walsum wurde 1988 während des Abbaus der Bauhöhe 44 in Flöz EF der Bruchhohlraum teilweise mit einem Gemisch aus Filterasche und Flotationsbergen hydraulisch nachversetzt, wie in Abb. IV.1/11 und IV.1/12 dargestellt. Nach einem halben Jahr wurde in diesen Bereich hinein eine Untersuchungsstrecke aufgefahren, die bei einer Befahrung durch die Gutachter eine vollständige Ausfüllung der Zwischenräume zwischen den Gesteinsbruchstücken aus dem Selbstversatz durch das hydraulisch eingebrachte Material zeigte. Aus der Strecke heraus wurden zur Durchführung von Wasserdruckversuchen Bohrlöcher in den hydraulisch nachversetzen Bereich gestoßen und mit Druckwasser beaufschlagt. Die in der Abb. IV.2/5 und IV.2/6 zusammengestellten Ergebnisse zeigen, daß die wieder kompaktierte Versatzzone praktisch als wasserundurchlässig anzusprechen ist.

IV. 2.3.2 Aus dem Grubenbetrieb resultierende Gegebenheiten

Durch die gebirgsdynamischen Vorgänge im Gefolge des Abbaus werden die in die temporären Abbauhohlräume eingebrachten Materialien so endgültig in den wieder entstehenden Gebirgsverband einbezogen, daß sie praktisch ein Bestandteil desselben werden. Aus dieser vollständigen Einbindung in den Gebirgskörper, die sich grundsätzlich unterscheidet von einer Einlagerung in hierfür geschaffene (permanente) Hohlräume wie Kavernen oder Strecken, resultiert zugleich, daß wasserwegsame Verbindungen zu den anderen Bereichen des Grubengebäudes ebenso wie zu anderen Teilen des Gebirgskörpers nur in dem Maße gegeben sind, wie bei

jeder anderen Gebirgspartie: Einmal ist hierfür die Beschaffenheit der Gesteinschicht selbst (WD-Wert bzw. k_f-Wert) entscheidend, andererseits das Vorhandensein von künstlich geschaffenen Verbindungen wie offengehaltene oder neugeschaffenen Grubenbaue, die den Bereich des ehemaligen Abbaubetriebes durchörtern.

Diese vollständige Einbindung der Versatzzone in den Gebirgsverband bedeutet gleichzeitig natürlich auch deren Nichtzugänglichkeit spätestens nach dem Abwerfen der Abbaustrecken des betreffenden Strebbetriebes. Erfolgt dieses Abwerfen bei rückbauartiger Abbauführung zeitlich parallel mit dem eigentlichen Abbau, so ist auch eine Beobachtung bzw. Ergebniskontrolle z.B. des hydraulischen Nachversetzens nicht ohne zusätzliche und aufwendige Maßnahmen möglich.

Wegen des temporären Charakters der Abbauhohlräume im Steinkohlentiefbau kommt ihre Nutzung für Deponiezwecke nur im unmittelbaren zeitlichen wie räumlichen Zusammenhang mit der Gewinnung in Betracht. Ein Offenhalten der Räume für eine spätere Nutzung nach Betriebseinstellung ist im Gegensatz zu den Gegebenheiten bei den Strecken auch technisch nicht realisierbar.

Kohlegewinnung und Einbringen von Abfall oder Reststoffen müssen also in ihren Ablauf aufeinander abgestellt sein dergestalt, daß sich entweder das Einlagern nach Menge und Zeitpunkt ausrichtet an der aktuellen Situation des Gewinnungsbetriebes, d.h. nur in dem Umfang erfolgen kann, wie durch den Abbau Hohlraum geschaffen wird, oder daß der Gewinnungsbetrieb so zu führen ist, daß immer gerade der Hohlraum bereitgestellt wird, der an einem bestimmten Tage für die Verbringung von Rest- bzw. Abfallstoffen benötigt wird. Diese Zusammenhänge gelten natürlich nicht nur bei kurzfristiger Betrachtungsweise für den Betriebsablauf von Tag zu Tag innerhalb eines Strebbetriebes, sondern ebenso längerfristig für die Reihenfolge mehrerer aufeinanderfolgender Betriebe einer Abbaufolge.

Schon aus den oben (Abschnitt IV. 1.2) dargestellten Gründen (Minimierung von äußeren und inneren Bergschäden durch harmonische Abbauführung, Qualitätsrestriktionen) bestehen hinsichtlich der Abbauführung keine sehr großen Freiheitsgrade. Es ist daher davon auszugehen, daß eine Anpassung der Gewinnung an die Bedürfnisse der Untertageverbringung

von Abfall und/oder Reststoffen nur in geringem Ausmaße erfolgen kann. Die durch den Abbaubetrieb zu einem bestimmten Zeitraum verfügbar gemachten untertägigen Hohlräume sind also eher als die jeweilige Obergrenze des nutzbaren Volumens anzusehen.

Ähnliche Zwangsläufigkeiten sind auch hinsichtlich der räumlichen Lage der Gewinnungsbetriebe innerhalb des gesamten Grubenfeldes gegeben. Zwar besteht auch hier in gewissem, geringen Umfang die Möglichkeit, im Hinblick auf die Bedürfnisse der Untertageverbringung die Gewinnungsbetriebe in bestimmten Bereichen des Grubengebäudes und innerhalb der am besten geeigneten Partien des anstehenden Schichtenpaketes einzurichten, jedoch wiederum nur, soweit dies im Rahmen der oben diskutierten Abhängigkeiten möglich ist.

IV.3 Verfahrenstechniken zum Verbringen von Reststoffen und Abfällen

Für ein Verbringen von Rest- bzw. Abfallstoffen in untertägige Hohlräume stehen unterschiedliche Verfahrenstechniken zur Verfügung; davon sollen im folgenden Abschnitt nur diejenigen diskutiert werden, die sich im Steinkohlenbergbau für andere Zwecke bereits eingeführt und bewährt haben und die daher als technisch ausgereift und beherrschbar angesehen werden können. Für jede dieser Möglichkeiten soll aufgrund der technischen Gegebenheiten der potentielle Anwendungsbereich dargestellt werden, es sind die arbeitssicherheitlichen und -hygienischen Gegebenheiten zu untersuchen, und es muß das Verhalten des Systems bei einem möglicherweise auftretenden Störfall beurteilt werden.

IV.3.1 Mechanische Transport- und Einlagerungssysteme

IV.3.1.1 Technische Einrichtungen

Für das mechanische Verbringen von Materialien in untertägige Hohlräume stehen grundsätzlich alle in Abschnitt IV. 1.3 aufgeführten Förder- und Transportsysteme zur Verfügung, also sowohl gleisgebundene Einrichtungen (normale Rad-Schiene-(Reibungs-)Bahnen, zwangsgeführte Flurbahnen, Einschienen-Hängebahnen) als auch freibewegliche Radfahrzeuge unterschiedlicher Ausführung, jeweils mit Diesel- oder Elektroantrieb (Oberleitung, Schleppkabel, Batterie). Für die unterschiedlichen Transportaufgaben in einem Bergwerksbetrieb sind jeweils spezielle Transportmittel entwickelt worden; weitgehend werden die Transportgüter dabei in Form von Bündeln, Paletten, Behältern unterschiedlicher Art zu Transporteinheiten zusammengefaßt, die erforderlichenfalls an den Knickpunkten des Transportweges mit modernen Hilfsmitteln von einem System auf das andere umgeschlagen werden können (EHB- und Kranbahnen, Gabelstapler, Rollentische usw.).

Für Schüttgüter stehen in großem Umfang Förderbänder zur Verfügung, die bei entsprechender Auslegung auch zum gleichzeitigen Transport in beide Richtungen (Förderung im Ober- und im Untertrum) eingesetzt werden können. In der neuesten Weiterentwicklung als Schlauchförderer kön-

nen damit auch Raumkurven und stärker ansteigende Streckenabschnitte durchfahren werden.

Aufgrund der räumlichen Gegebenheiten in einem Steinkohlenbergwerk und der sehr unterschiedlichen wirtschaftlichen Einsatzbereiche der Systeme ist ein durchgehender Transport von über Tage bis vor Ort ohne Wechsel des Transportsystemes nur im Bereich des horizontalen Hauptstreckennetzes auf den Sohlen und bei Anwendung des normalen Zugverkehrs üblich, auch hierbei ist im Schachtbereich eine Auflösung und Neubildung der Züge unvermeidlich. Prinzipiell möglich (und in Ausnahmefällen auch realisiert) ist bei entsprechender Auslegung der Schachtscheibe und Förderkörbe eine durchgehende Transportverbindung ohne Umladen auch durch den Einsatz von (dieselbetriebenen) Radfahrzeugen, mit denen grundsätzlich auch das jeweilige Flözniveau (oberhalb/unterhalb der Sohlen) erreicht werden kann, sofern die Zwischensohlenausrichtung mit entsprechend zugeschnittenen (Gesteins-)Bergen erfolgte.

IV.3.1.2 Möglicher Einsatzbereich

Hinsichtlich der zu verbringenden Stoffe ergeben sich seitens der mechanischen Transportsysteme keinerlei grundsätzliche Einschränkungen. Mit den jeweils geeignetsten Fördermitteln lassen sich sowohl Stückgüter als auch Schüttgüter bewältigen, soweit erforderlich in Gebinden oder Behältern. Lediglich aus den räumlichen Gegebenheiten resultieren Obergrenzen für die Gewichte (bis zu einigen t Masse) und Abmessungen (im Meterbereich).

Der mögliche räumliche Einsatzbereich erstreckt sich, was die Erreichbarkeit angeht, prinzipiell auf das gesamte Grubengebäude, dies jedenfalls dann, wenn ein Umladen des Materials und Wechsel des Transportsystems zugelassen wird. Hinsichtlich des Einlagerungsvorganges selbst ist zwischen söhligen Strecken und Kammern, seigeren Grubenräumen (Schächten/ Blindschächten) sowie Abbauhohlräumen zu unterscheiden.

In Streckenhohlräumen können Behälter und Gebinde sowie Stückgüter in den freien Raum mit den eingeführten Verfahren eingestapelt werden. Zur allseitigen Verfüllung sämtlicher Zwischenräume und für den vollflächigen Anschluß der Streckenwandungen ist das abschnittsweise (pneumatische

oder hydraulische) Einbringen von entsprechenden (Baustoff-) Materialien möglich (vgl. Abb. IV.3/1). Prinzipiell lassen sich in geeigneten Großräumen (Kammern) Behälter, Gebinde und Stückgüter auch frei zugänglich aufstellen, natürlich nur, soweit und solange die Hohlräume mit dem entsprechenden Aufwand aufrecht erhalten werden - längstens also bis zur Aufgabe des Bergwerks. Schüttgüter lassen sich in die Streckenhohlräume auch durch Schleudern[1)] eintragen, wobei die bei diesem Vorgang auftretende Materialverdichtung und vollständige Hohlraumverfüllung unter gebirgsmechanischem Aspekt als positiver Nebeneffekt anzusehen ist.

Schächte und Blindschächte eignen sich als senkrechte Grubenbaue mit einem gegenüber der vertikalen Länge relativ kleinen Querschnitt offensichtlich vor allem zur Aufnahme von Schüttgütern; neben deren hydraulischem oder pneumatischen Einbringen ist mechanisch vor allem ein Verstürzen im freien Fall oder durch abschnittweise zu verkürzende Rohrleitungen möglich. Dieser mechanische Eintrag bietet sich bei Zufuhr des Materials über Förderbänder an. Weniger gut geeignet sind seigere Grubenräume zur Aufnahme von Materialien in Gebinden oder als größere Einzelstücke. Ein Verstürzen im freien Fall könnte sowohl an den Gebinden/ Materialien als auch am Ausbau zu nichttolerierbaren Beschädigungen führen. Ein kontrolliertes Herablassen der Einlagerungsgüter an speziellen Einrichtungen, etwa den dafür umgerüsteten Fördereinrichtungen, ist zwar grundsätzlich möglich, jedoch mit entsprechendem Aufwand verbunden. Deshalb und wegen der zusätzlichen Schwierigkeiten beim Verfüllen der Zwischenräume ist ein mechanisches Verbringen von Reststoffen in seigere Grubenräume praktisch auf Schüttgüter zu beschränken.

Geneigte Grubenräume (Gesteinsberge) bewirken aufgrund ihrer Neigung sowohl für das Einlagern von Gebinden als auch für das mechanische Verbringen von Schüttgütern zusätzliche Schwierigkeiten, sie sind deshalb

---

1) Geeignete Schleudermaschinen sind im Steinkohlenbergbau des Ruhrgebietes derzeit zwar keine üblichen Betriebsmittel. Sie haben sich als Versatzschleudern im Erzbergbau zur Verfüllung von (Strekken- und Abbau-)Hohlräumen jedoch seit längerem eingeführt und bestens bewährt (vgl. Abschnitt I.3.2.8).

beim Einsatz mechanischer Transport- und Einlagerungssysteme als ungeeignet zu bezeichnen.

In Abbauhohlräumen des Steinkohlenbergbaus im Ruhrgebiet kommen aufgrund der räumlichen Gegebenheiten als mechanische Transport- und Fördersysteme, von Sonderfällen beim Einrichten und Ausrauben der Betriebe abgesehen, nur Fließfördermittel (meist als Kettenkratzerförderer) zum Einsatz. Da bei diesen konstruktionsbedingt eine Abgabe des Transportgutes nur am Austragsende erfolgt, d.h. in der Fußstrecke außerhalb des eigentlichen Strebraumes (vgl. Abb. IV.1/7), ist ein mechanisches Verbringen von Rest- bzw. Abfallstoffen mit dem derzeit eingeführten System praktisch nicht möglich. Denkbar wäre bei entsprechendem zusätzlichen maschinellen Aufwand auch hier der Einsatz von Schleudermaschinen oder der früher vereinzelt beim Streckenvortrieb benutzten Versatzschrapper, um zumindest im streckennahen Bereich Schüttgüter einbringen zu können. Praktisch auszuschließen ist jedenfalls das Einbringen von Behältern, Gebinden oder Stückgütern.

IV.3.1.3 Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Bewertung

Die hier behandelten mechanischen Transport- und Fördersysteme sind seit langem in der Praxis eingeführt und bewährt (vgl. z.B. DÖRR et al. 1985, MARX 1986, REUTHER 1987). Ihr hoher sicherheitstechnischer Standard ist von den beförderten Materialien unabhängig, soweit nicht von diesen selbst eine Gefährdung des Betriebes oder der Beschäftigten ausgeht.

Dies kann für den Normalfall eines ungestörten Betriebes jedenfalls dann ausgeschlossen werden, wenn kritische Transportgüter durch eine entsprechende Verpackung eingeschlossen und so Gefährdungen ausgeschlossen werden. Derartige Schutzmaßnahmen in Form von Gebinden unterschiedlichster Art einschließlich mehrwandiger Behälter sind in vielfältiger Art und dem jeweiligen Transportgut angepaßt für den Einsatz aller hier in Frage kommender Transportsysteme entwickelt, so daß insoweit arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Bedenken ausgeschlossen werden können (VIEHL, 1988).

Für den Fall des Transportes und Einbaus von losen Schüttgütern gilt diese Aussage dagegen nicht. Soweit es sich hierbei um gefährliche Substanzen handelt, besteht auch während des störungsfreien, normalen Betriebsablaufes die Möglichkeit, daß diese unmittelbar mit den hier Beschäftigten in Berührung kommen, und so, z.B. durch Hautkontakt, schädliche Auswirkungen hervorrufen können.

Weit gravierender ist jedoch der Umstand zu bewerten, daß das lose Material beim Einsatz von offenen Fließfördermitteln mit großer Oberfläche mit der Umgebungsluft in Berührung kommt. In Abschnitt IV. 1.4 wurde ausgeführt, daß die Grubenräume selbst die Wetterwege für die Ver- und Entsorgung aller Betriebspunkte mit Luft darstellen, so daß alle etwaig schädlichen Bestandteile, die aus dem Fördergut in die Wetter übertreten, damit automatisch in alle, in Wetterrichtung nachfolgenden Betriebspunkte gelangen und dementsprechend die dort beschäftigte Belegschaft gefährden bzw. beeinträchtigen.

Der Übertritt von schädlichen Bestandteilen aus dem Fördergut ist umso stärker, je größer die freie Oberfläche und je größer die Relativgeschwindigkeit der Wetter gegenüber dem Förderstrom sind. Am ungünstigsten sind diese Verhältnisse damit dort, wo Schüttgüter frei durch die Luft bewegt werden, also beispielsweise beim Einbringen in seigere Grubenräume durch Verstürzen im freien Fall, aber ebenso auch beim Einschleudern in Strecken- oder Abbauhohlräume. Etwas günstiger liegen die Gegebenheiten beim Transport des losen Materials auf Förderbändern; am geringsten ist die Gefahr einer Kontamination der Umgebungsluft beim Einsatz von Schlauchförderern, jedoch auch hier jedenfalls an den Übergabestellen prinzipiell gegeben.

Der Einsatz von mechanischen Förder- und Transportmitteln für die Verbringung und Einlagerung von Schüttgütern muß daher aus Gründen der Arbeitssicherheit und -hygiene auf solche Rest- und Abfallstoffe begrenzt bleiben, die aufgrund ihrer eigenen Beschaffenheit als arbeitshygienisch ausreichend unbedenklich gelten können, d.h. bei denen eine Kontamination der Umgebungsluft durch toxische oder sonst gefährliche Substanzen mit Sicherheit ausgeschlossen oder durch entsprechende Maßnahmen (Staubniederschlagung durch Wasserzugabe) oder Konditionierung unterbunden werden kann. Ob ein bestimmter Rest- oder Abfallstoff diesen

Anforderungen genügen kann, ist durch entsprechende Untersuchungen in Prüfinstituten mit entsprechenden Spezialisierungen im Einzelfall überprüfbar.

Eine zu besorgende Kontamination der Umgebungsluft ist natürlich als umso gefährlicher einzuschätzen, je weniger es im ungünstigsten Falle auszuschließen ist, daß sich Bergleute im abwetterseitigen Grubengebäude aufhalten können. Bei gleichzeitigem Betrieb des Bergwerks zur Mineralgewinnung und Einlagerung von Reststoffen oder Abfällen ist das Gefährdungspotential damit am größten, jedoch ist auch bei einem reinen Einlagerungsbergwerk niemals mit völliger Sicherheit auszuschließen, daß sich Personen auf der Abwetterseite des Einlagerungsbetriebes befinden. Da sich die hier behandelten mechanischen Transport- und Einlagerungssysteme nach den Ausführungen im vorangegangenen Abschnitt IV. 3.1.2 in erster Linie für die Verbringung von Abfall- und Reststoffen in die längerfristig offenen Streckenhohlräume, insbesondere auf den Hauptsohlen, anbieten, ist nach den Darlegungen in Abschnitt IV. 2.1.2 eine solche zeitliche Trennung von Gewinnungs- und Einlagerungsbetrieb allerdings grundsätzlich erreichbar.

IV. 3.1.4 Störfallbeurteilung

Wie in jedem technischen System sind auch in einem Steinkohlenbergwerk trotz aller Vorsorgemaßnahmen Störfälle niemals mit völliger Sicherheit auszuschließen. Es kommt also hier wie überall darauf an, die Wahrscheinlichkeit ihres Auftretens ebenso wie das Ausmaß ihrer Auswirkungen auf ein akzeptables Minimum zu begrenzen. Vernachlässigbar klein in diesem Sinne ist aufgrund entsprechender Auslegung und insbesondere der Überwachungs- und Kontrollmechanismen das Risiko für das Abstürzen von Fördergefäßen oder Fördergestellen in den Tagesschächten.

Noch zu behandeln sind damit an dieser Stelle mögliche Störfälle beim Umschlag der zu verbringenden Materialien und bei ihrem Transport mittels der eingesetzten Fördermittel (Fahrzeuge, Bänder), z.B. durch Herunterfallen, Stoß- oder Schlagbeanspruchung etwa bei einer Fahrzeugkollision, oder durch das Überfahren von Transportbehältern usw. Es handelt sich also um die "normalen" Störfälle, wie sie in einem jeden Fördersystem auftreten können, dementsprechend unterscheiden sich auch die vorbeu-

genden Gegenmaßnahmen beim Transport von Reststoffen und Abfällen nicht von denen beim Transport anderer Güter des gleichen Gefährdungspotentiales, so daß sie hier nicht behandelt zu werden brauchen (vgl. SCHMITT-GLESER 1988). Es genügt die Feststellung, daß das Risiko des Auftretens eines Störfalles durch geeignete Maßnahmen grundsätzlich beherrschbar ist, und zwar dies insbesondere bei einer entsprechend sorgfältigen Überwachung und Kontrolle, wie dies gerade im Bergbau durch die bergbehördliche Aufsicht einschließlich des Betriebsplanverfahrens zutrifft.

Schädliche Auswirkungen von Störfällen sind zu beseitigen, wenn es in ihrem Gefolge zu einer Kontamination der Umgebung oder gar Gesundheitsgefährdung der Beschäftigten kommen kann. Es wurde bereits wiederholt dargelegt, daß diese Möglichkeit im Bergbau speziell im Hinblick auf einen Schadstoffübertritt in den Wetterstrom als besonders kritisch anzusehen ist.

Da der offene Transport von Materialien (z.B. Schüttgütern), aus denen schädliche Bestandteile an den Wetterstrom abgegeben werden könnten, bereits oben (Abschnitt IV. 3.1.3) ausgeschlossen wurde, ist die Möglichkeit eines Schadstoffübertritts in die Umgebungsluft nur dann gegeben, wenn die Transportbehältnisse durch den Störfall undicht werden, in denen die gefährlichen Materialien vorher eingeschlossen waren. Durch welche Maßnahmen derartige Leckagen verhindert werden können, ist für praktisch alle in einem mechanischen Transport- und Fördersystem denkbarem Störfalle eingehend im Kontext der Verbringung von radioaktiven Reststoffen bzw. Abfallstoffen untersucht worden. Als Ergebnis bleibt festzustellen, daß beim Einsatz geeigneter, dem jeweiligen Gefährdungspotential der zu verbringenden Materialien angepaßten Transportbehälter auch dieses Risiko des Austrittes von schädigenden Substanzen als beherrschbar und tolerierbar angesehen werden kann (PHYSIKALISCH-TECHNISCHE BUNDESANSTALT 1987).

Es wurde bereits darauf hingewiesen, daß bei der Verbringung von Abfall- und Reststoffen mit einem mechanischen Transportsystem in erster Linie die längerfristig offenen Grubenräume für die Einlagerung in Frage kommen, so daß eine zeitliche Trennung der Nutzung des Bergwerks zur Einlagerung von der vorangehenden Phase der Mineralgewinnung möglich ist.

Zweifellos bietet eine solche Trennung und der Betrieb einer Einzweckanlage organisatorische Vorteile für den Betriebsablauf und die Betriebssicherheit durch den Wegfall jeder potentiellen gegenseitigen Behinderung oder Gefährdung der unterschiedlichen Transportvorgänge, die ja weitgehend dieselben Räume und Einrichtungen benutzen müßten. Schon deshalb sollte die Einlagerung von Abfallstoffen in Streckenhohlräume tunlichst erst nach der Einstellung des Gewinnungsbetriebes in dem betreffenden Bereich des Grubenbetriebes erfolgen.

IV. 3.2 Hydraulische Transport- und Einlagerungssysteme

IV. 3.2.1 Technische Einrichtungen

Der hydraulische Transport von Materialien in Form von Wasser-Feststoff-Gemischen in Rohr- oder Schlauchleitungen ist nicht nur im Steinkohlenbergbau, sondern auch in anderen Bergbauzweigen ein durchaus bekanntes Verfahren, das beispielsweise zum Einbringen von Versatzmaterialien in Abbauhohlräume (Pumpversatz Grube Hilfe Gottes in Bad Grund, vgl. Abschnitt I.3.2.7) oder weitgehend zur Versorgung von Betriebspunkten mit Dammbaustoffen angewendet wird. Dabei erfolgt nach Möglichkeit die Bedienung auch räumlich getrennt liegender Verbraucherstellen unter Tage zentral von einer über Tage angeordneten Aufgabestation aus über ein im Grubengebäude installiertes, mit Weichen zur Verteilung des Mengenstroms ausgerüstetes Leitungsnetz.

Auf diese Art und Weise ist es möglich, den sich aus der Höhendifferenz von der Tagesoberfläche bis zur bedienten Sohle ergebenden hydrostatischen Druck für den Transportvorgang auszunutzen, und die durch Pumpen aufzubringende Drücke zur Überwindung der Reibungskräfte beim Transportvorgang zu minimieren. Die Höhe dieser Reibungswiderstände in dem Leitungssystem ist abhängig von der Zusammensetzung der Trübe (insbesondere dem Wasser-Feststoff-Verhältnis), der Wandrauhigkeit der Leitung und deren Durchmesser; diese Parameter bestimmen damit auch in erster Linie den Druckverlust entlang den horizontalen Leitungsabschnitten, und damit die ohne weitere Zwischenpumpen erreichbaren Transportentfernungen. Diese liegen in ausgeführten Anlagen bei Teufen von 800 bis 1000 m bei wenigen Kilometern Horizontalweg.

Aufgabestation mit Meß- und Regeleinrichtungen, Transportpumpen und Rohrleitungsnetz in den Schächten und Hauptstrecken entsprechen bei Anwendung des hydraulischen Transportes zur Verbringung von Reststoffen und Abfällen in Grubenhohlräume weitestgehend den eingeführten Systemen, die in der Literatur so ausführlich beschrieben sind, daß hier nicht näher darauf einzugehen ist (LERCHE et al. 1984, MAURER et al. 1989). Das Einbringen der Materialien in die zu verfüllenden Räume ist unterschiedlich zu gestalten. Je nach dem jeweiligen Einsatzfall erfolgt der Austrag praktisch drucklos oder unter einem von speziellen Stationen aufgebrachten definierten Überdruck. Diese Gegebenheiten werden im folgenden Abschnitt dargestellt.

IV. 3.2.2 Mögliche Einsatzbereiche

Für eine hydraulische Verbringung eignen sich grundsätzlich feinkörnige bis staubförmige Schuttgüter, es handelt sich bei dieser Technik also um ein bezüglich der entsorgungsspezifischen Relevanz im Lande Nordrhein-Westfalen besonders interessantes Verfahren. Schwierigkeiten bereiten dabei allenfalls solche Stoffe, die sehr schnell zum Abbinden neigen und daher bei unvermeidbaren Betriebsstillständen, auch kurzfristiger Dauer, die Leitungen blockieren würden. Prinzipiell läßt sich dieser Gefahr jedoch durch geeignete Gegenmaßnahmen (Pumpen im Kreislauf, Entleerung der Leitung in entsprechende Auffangbecken, Vorhalten von Reserve-Aufnahmekapazität) begegnen, wenn auch mit erhöhtem Aufwand.

Räumlich erstreckt sich der Einsatzbereich grundsätzlich auf das gesamte Grubengebäude mit besonderen Vorteilen dort, wo durch die gegebene "normale" Ausgestaltung bereits sichergestellt ist, daß das Transportmedium Wasser keine Schwierigkeiten verursachen kann.

Dies trifft immer dann zu, wenn das Wasser-Feststoff-Verhältnis in der Trübe auf einem so geringen, für das Verpumpen gerade noch sicher ausreichenden Wert gehalten wird, daß

- bei Materialien mit puzzolanischen Eigenschaften, wie diese bei manchen Flugaschen vorliegen, die nach dem Einbringen ablaufenden Hydratationsvorgänge das freie Wasser aufbrauchen,

- bei Fehlen entsprechender Eigenschaften das freie Wasser durch das Abbinden von in entsprechender Menge zugegebenen Bindemitteln aufgezehrt wird,

- das Transportwasser von den umgebenden Gesteinen aufgenommen und gebunden werden kann.

Natürlich können sich diese Vorgänge auch gegenseitig überlagern und damit unterstützen.

Die günstigsten Voraussetzungen für die dritte Möglichkeit der Wasserbindung liegen dort vor, wo das eingebrachte Material in einen möglichst engen und großflächigen Kontakt mit Gesteinen mit tonigen Bestandteilen kommt, d.h. beim Einbringen als Nachversatz in die Hohlräume zwischen den Bruchstücken des Selbstversatzes im ausgekohlten Strebraum (vgl. Abschnitt IV. 1.2 und IV. 2.3) in solchen Flözen, die Hangendschichten mit tonigen Gesteinspartien aufweisen. Durch das Verpumpen in diesen Bereich ist nicht nur ein großflächiger Kontakt mit den Bruchstücken der hereingebrochenen Dachschichten gegeben, vielmehr wird durch die auftretenden hohen Gebirgsdrücke insbesondere in der Zone des nacheilenden Zusatzdruckes (vgl. Abschnitt IV. 2.3.1) ein Abpressen des freien Wassers aus dem verpumpten Material und Eindringen in das Porensystem des Selbstversatzes bewirkt.

Wie die Ergebnisse von Versuchsbetrieben, teilweise bereits auch mit Verbringen von MVA-Rückständen als Testfall für die hier angestellten Überlegungen, zeigen, eignet sich das hydraulische Nachversetzen von der Verfahrenstechnik her sowohl für Abbaubetriebe in der flachen Lagerung (Beispiel Walsum vgl. Abschnitt I. 3.1.1) als auch in der mäßig und stark geneigten Lagerung (Beispiel Consolidation/Pluto vgl. Abschnitte I. 3.1.2 und I. 3.1.3). Während in der flachen Lagerung entsprechend den Skizzen in den Abb.IV.1/11 und IV. 1/12 das Material unter Überdruck durch Schlepprohre in den Selbstversatz eingebracht wird, die über den ganzen Abbauraum hinweg gleichmäßig verteilt sein sollten, kann in der mäßig bis stark geneigten Lagerung das Material entsprechend der Skizze in Abb. IV.3/2 drucklos in die Hohlräume des Selbstversatzes aus kurzen, durch den Streckenbegleitdamm gestoßenen verrohrten Bohrlöchern auslaufen, die an eine in der Kopfstrecke verlegte Aufgabeleitung angeschlossen werden.

Bei diesem Verfahren kann unter Umständen der hydrostatische Druck aus der Schachtleitung für den Transportvorgang ausreichen, so daß das ganze System wesentlich unkomplizierter aufgebaut sein kann (Wegfall von Förderpumpen-Stationen unter Tage).

Die Ergebnisse der durchgeführten Betriebsversuche zeigten zugleich auch, daß das Nachversetzen der Hohlräume im Selbstversatz zweckmäßigerweise in Verbindung mit dem laufenden Gewinnungsbetrieb erfolgen sollte (was bei Anwendung des Systems mit Schlepprohren gemäß Skizze in Abb. IV. 1/11 und IV. 1/12 aus technischen Gründen sowieso unerläßlich ist). Liegt zwischen der Gewinnung und dem Nachversetzen ein zu großer zeitlicher Abstand (wie im Falle des Versuchsbetriebes Pluto in Flöz Röttgersbank/ Wilhelm, vgl. Abschnitt I. 3.1.3), so haben sich die im Selbstversatz (oder ggf. auch im eingebrachten Sturzversatz in der steilen Lagerung) in der räumlichen Nachbarschaft zum Abbaugeschehen vorhanden gewesenen Hohlräume zwischenzeitlich wieder so weitgehend geschlossen (vgl. Abschnitt IV. 2.3.1), daß praktisch keinerlei Volumen zur Materialaufnahme zur Verfügung steht.

Deshalb und wegen der teilweise verfahrensbedingten unmittelbaren Kopplung an den Gewinnungsvorgang ist der Anwendungsbereich für das hydraulische Verbringen von Rest- und Abfallstoffen in Abbauhohlräume eingegrenzt auf laufende Abbaubetriebe. Eine Untertageverbringung ist also nur möglich, solange das betreffende Bergwerk gleichzeitig auch noch zur Kohlengewinnung genutzt wird.

Neben den Abbauhohlräumen kommen für eine hydraulische Verbringung von Rest- bzw. Abfallstoffen auch die Abbaubegleitstrecken und Sohlenstrecken und alle übrigen geneigten und seigeren Grubenräume in Frage. Allerdings ist hier eher mit Schwierigkeiten bei der endgültigen und schadlosen Einbindung des als Transportmedium genutzten Wassers zu rechnen, so daß hier nur selbstabbindende Stoffe als geeignet erscheinen.

IV. 3.2.3 Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Bewertung

Unter den Aspekten der Arbeitssicherheit, also der Vermeidung einer Gefährdung der im Bergwerksbetrieb und speziell der bei der Verbringung von Abfall- und Reststoffen Beschäftigten, und der Arbeitshygiene ist das

hydraulische System zum Transportieren und Einbauen des Materials als ausgesprochen günstig zu beurteilen.

Bei einem störungsfreien Betriebsablauf ist der gesamte Transport- und Einbringungsvorgang so in einer weitestgehend automatisierbaren Form zu realisieren, daß ein unmittelbarer Kontakt des Materials mit den hierbei tätigen Personen und generell mit allen im Bergwerksbetrieb Beschäftigten sicher vermieden wird: Das (feinkörnige/staubförmige) Material kann trocken in Silofahrzeugen angeliefert, in Vorratsbehälter umgefüllt und von diesem einen Anmisch-Agitator zugeführt werden, wobei alle Vorgänge in einem vollständig abgeschlossenen System ablaufen, ebenso wie das Verpumpen durch das Rohrleitungssystem im Schacht und bis in den Aufnahmeraum im Abbaubereich oder in den Strecken. Selbst wo sich, beispielsweise vor den Vor-Ort-Pumpstationen beim Verbringen der Materialien über Schlepprohre in die Abbauhohlräume der flachen Lagerung, ein offener Austrag der zuführenden Leitung von über Tage in einen Vorratstank als zweckmäßig erweisen sollte, läßt sich das System durch entsprechende Überwachungs- und Steuerungseinrichtungen so fahren, daß ein direkter Kontakt des Bedienungspersonals mit dem Transportgut vermieden wird.

Auch ist nicht zu befürchten, daß an diesen Stellen oder nach Einbringen in den Versatzraum schädliche Stäube in die Umgebungsluft übertreten und auf diesem Wege zu einer Gefährdung der Belegschaft führen können. Während des Transport- und Verbringungsvorganges selbst können diese Stäube im System gar nicht erst entstehen, nach dem Verbringen in die Versatzhohlräume ist das Material allseitig eingeschlossen und wird gegenüber dem Strebraum beim Fortschreiten des Abbaus ständig weiter durch frisch eingebrachte, also noch transportfeuchte Massen abgedichtet.

Wenn das Wasser-Feststoff-Verhältnis in der zu verpumpenden Mischung so eingestellt wird, daß die für den Transport erforderliche Wassermenge vollständig im Deponieraum gebunden bzw. dort aufgenommen werden kann, so ist auch eine potentielle Gefährdung aus der Rückführung des Überschußwassers auszuschließen. Darüber hinaus ist es als zusätzliche Schutzmaßnahme möglich, den Versatzraum allseitig durch entsprechend zu dimensionierende Baustoffdämme zu umschließen.

IV. 3.2.4 Störfallbeurteilung

Die für dieses System erforderlichen technischen Einrichtungen sind unkompliziert, betrieblich erprobt und wenig störanfällig. Dennoch lassen sich Störfälle auch hier nicht mit einer absoluten Sicherheit ausschließen, so daß hierfür entsprechende Vorsorgemaßnahmen vorgesehen werden müssen.

Keine unmittelbar sicherheitliche Gefährdung ist von dem am wenigsten unwahrscheinlichen Störfall zu erwarten, nämlich daß aus irgendwelchen außerhalb des Systems liegenden Gründen der Betriebsbereich, in dem Hohlräume zu verfüllen sind, plötzlich kein Material mehr abnimmt. Sollten die in der Mischung befindlichen Stoffe Abbindeeigenschaften aufweisen, müßte dafür gesorgt werden, daß sie jedenfalls nicht in der Leitung fest werden.

Eine Möglichkeit hierzu wäre gegeben durch das Vorhalten einer zweiten (Rück-)leitung, so daß im Falle einer Unterbrechung der Abnahme das in der Leitung befindliche Material weiterbewegt, nämlich im Kreislauf verpumpt, werden könnte. Abgesehen von dem beträchtlichen zusätzlichen Aufwand stellt diese Möglichkeit natürlich in keinem Falle eine Dauerlösung dar. Besser wäre es daher, die Leitung in einen entsprechend zu dimensionierenden Auffangraum entleeren zu können, bei dessen untertägiger Anordnung auf eine Rückleitung im Schacht mit der erforderlichen Pumpenkapazität verzichtet werden könnte. Im günstigsten Falle sollte ein ständig in Reserve gehaltener weiterer Versatzbetrieb diesen Sicherheits-Auffangraum darstellen, da auf diese Weise auch alle Arbeiten im Zusammenhang mit der späteren Entsorgung der festgewordenen Massen aus den Auffangraum entfallen würden.

Im übrigen ist allenfalls mit Störfällen durch das Undichtwerden von Teilen des Leitungssystems oder - soweit vorhanden - der Pumpstationen zu rechnen. In beiden Fällen ist dafür zu sorgen, daß diese Undichtigkeiten (z.B. durch automatische Drucküberwachung) schnellstens erkannt werden, so daß der Betrieb unterbrochen und der entsprechende Leitungsabschnitt abgeschiebert und entleert werden kann.

Selbstverständlich müssen alle Bereiche des Leitungs- und Pumpensystems auf den jeweils höchsten zu erwartenden Druck ausgelegt werden. Dieser beträgt zwar am tiefsten Punkt des Systems entsprechend der Höhendifferenz bis zur Tagesoberfläche im hydrostatischen Lastfall bis zu größenordnungsmäßig 100 bar. Dennoch ist hierbei nicht mit unvertretbaren Sicherheitsrisiken zu rechnen, da bei evtl. Leckagen aufgrund der bereits erwähnten, stofflich bedingten Reibungswiderstände und geringen Fließgeschwindigkeiten ein sofortiger Druckabfall die Folge wäre - wie in Abschnitt IV. 3.2.1 dargestellt baut sich aus diesem Grunde der Druck in einem geschlossenen Leitungssystem auf einer horizontalen Länge von wenigen km praktisch auf Null ab.

Natürlich ist nicht mit absoluter Sicherheit auszuschließen, daß an irgendeiner Stelle des Systems einmal geringe Mengen des zu verbringenden Materials in den Grubenraum austreten, in dem die Transportleitung verlegt ist. Da in einem solchen Störfall von einem raschen Abschalten des Systems ausgegangen werden kann, wird es sich jedoch stets um nur relativ kleine Mengen handeln. Diese können in jedem Fall gefahrlos entsorgt werden, wenn hierfür entsprechende Vorsorge getroffen wurde (Bereithalten von Transportgefäßen und persönlicher Schutzausrüstung für die Beschäftigten). Wenn die Beseitigung dieser ausgetretenen Mengen schnell genug erfolgt, wovon ausgegangen werden darf, kann auch eine ansonsten theoretisch nicht völlig auszuschließende Kontamination der Umgebungsluft verhindert werden, die ja erst dann eintreten könnte, wenn das Material durch den darüber hinweg streichenden Wetterzug soweit abgetrocknet wäre, daß feinste staubförmige trockene Partikel entstehen und mit dem Wetterzug mitgerissen würden.

IV. 3.3 Pneumatische Transport- und Einlagerungssysteme

IV. 3.3.1 Technische Einrichtungen

Für den pneumatischen Transport in Rohrleitungssystemen und das pneumatische Verbringen in Grubenräume eignen sich mittel- bis feinkörnige Materialien bis hin zu Stäuben. Im Steinkohlenbergbau des Ruhrgebiets stehen derartige Anlagen seit langem in erfolgreicher Anwendung für zwei Aufgabenstellungen.

Die Versorgung der Betriebspunkte mit Baustoffen für (Streckenbegleit- und Abschluß-)Dämme, zum Hinterfüllen von Streckenausbau und zum Verfüllen von kleineren Hohlräumen erfolgt meist von übertage aus durch ein gewöhnlich ferngesteuertes, vollautomatisch arbeitendes System (KRÖGER et al. 1987) Dabei werden von der Aufgabestation in Schachtnähe die durch die Transportluft fluidisierten Mengenströme über ein Rohrleitungssystem und die darin eingebauten Weichen im Grubengebäude verteilt und gewöhnlich Zwischensilos zugeführt, die in der Nähe der Verbrauchsschwerpunkte stationär installiert sind. Diese können im Batch-Betrieb so bedient werden, daß sich für das Gesamtsystem hinsichtlich der Kapazitätsauslastung die optimale Lösung ergibt. Die einzelnen Betriebspunkte werden sodann von diesen Zwischenstationen aus entsprechend ihrer jeweiligen Bedarfssituation durch ein getrenntes (pneumatisches oder auch hydraulisches) System versorgt.

Beim Einbringen von Blasversatz in die Abbauhohlräume, entsprechend den Skizzen in Abb. IV. 1/10 (vgl. auch Abschnitt IV. 1.1.2), handelt es sich um ein erheblich größeres Volumen des zu transportierenden und einzubringenden Materials mit deutlich gröberer Körnung. Es besteht daher die Notwendigkeit, die Entfernung möglichst kurz zu halten, über die die Versatzstoffe pneumatisch befördert werden müssen. Das Material wird deshalb den Verbrauchsschwerpunkten, im Idealfall den einzelnen Abbaubetriebspunkten, mit mechanischen Förder- und Transportsystemen zugeführt und erst dort mit (meist Zellenrad-)Blasmaschinen der Blasleitung aufgegeben, in der es bis in den Abbauhohlraum transportiert und dort eingebaut wird (vgl. Abb. IV.1/10). Für den Transport des Blasgutes bis zum Standort der Blasmaschine stehen im Schacht selbst Falleitungen oder Falltreppen, Gefäß- und Gestellfördereinrichtungen in Anwendung, im söhligen Streckennetz gleisgebundene Systeme oder Förderbänder, im Abbaubereich praktisch ausschließlich Förderbänder (REINSHAGEN et al. 1988).

Beide skizzierten Systeme eignen sich unter technischen Gesichtspunkten gleichermaßen für den Transport und die Verbringung von Rest- und Abfallstoffen in Grubenräume des Steinkohlenbergbaus, sofern diese Materialien hinsichtlich des Kornaufbaus hierfür geeignet sind. Falls erforderlich, müßte eine entsprechende Behandlungsstufe der pneumatischen Fernförderung übertage noch vorgeschaltet werden, was mit dem entsprechenden Aufwand keine unüberwindbaren Schwierigkeiten bereiten dürf-

te. Der große Vorteil bei der pneumatischen Fernförderung, die prinzipiell von über Tage bis unmittelbar in den Verbringungsraum reichen könnte, ist der Umstand, daß es sich hier um ein vollständig geschlossenes und vollautomatisierbares System handeln würde, ähnlich dem bei dem hydraulischen Transport- und Verbringungsverfahren angewendeten.

Die grundsätzliche Realisierbarkeit der pneumatischen Fernförderung mit unmittelbarer Verbringung in den Abbauhohlraum sollte durch einen entsprechenden Betriebsversuch auf dem Bergwerk Haus Aden (vgl. Abschnitt I. 3.1.4) nachgewiesen werden. Die Möglichkeit, Reststoffe oder Abfälle dem Blasversatzmaterial zuzugeben bzw. als Blasversatzmaterial zu verwenden, würde keinerlei Änderungen verfahrenstechnischer Art bedingen und kann daher ebenfalls als nachweislich gegeben angesehen werden.

IV. 3.3.2 Mögliche Einsatzbereiche

Wie die hydraulische, so eignet sich auch die pneumatische Verbringung für alle (fein-)körnigen bis staubförmigen Schüttgüter, und kommt insofern auch für die Filteraschen und Flugstäube mit besonderer entsorgungsspezifischer Relevanz in Frage. Von der technischen Realisierbarkeit her gibt es, was die zu verbringenden Stoffe angeht, jedenfalls keinerlei prinzipielle Einschränkungen.

Räumlich erstreckt sich der mögliche Einsatzbereich uneingeschränkt auf das gesamte Grubengebäude. Damit steht der pneumatische Transport in Konkurrenz mit den anderen behandelten Transport- und Einbringungsverfahren und wird für kritsche Materialien nur dort zur Anwendung kommen können, wo er gegenüber den anderen Verfahren deutliche Vorzüge bei den arbeitssicherheitlichen und arbeitshygienischen Belangen und/oder bei den möglichen Auswirkungen im Störfall bietet.

Für solche Stoffe, bei denen eine Gefährdung des Umfeldes und der beim Betrieb Beschäftigten nicht zu besorgen ist, wird die Wahl eines bestimmten Förder- und Verbringungsverfahrens bei gleicher technischer Zuverlässigkeit unter wirtschaftlichen Aspekten getroffen. Unter dieser Voraussetzung liegt der Anwendungsbereich von pneumatischen Systemen für die Verbringung von Reststoffen und Abfallstoffen (wie auch bereits bisher) einerseits im Bereich des Blasversatzes zum Verfüllen der ausgekohlten

Strebhohlräume, andererseits bei der Baustoffversorgung für die Herstellung von Dämmen, sowie zum Hinterfüllen von Ausbau und Ausfüllen kleinerer Hohlräume überwiegend in den Strecken.

IV. 3.3.3 Arbeitssicherheitliche und arbeitshygienische Beurteilung

Für die Beurteilung der Arbeitssicherheit und Arbeitshygiene kommt es auch bei der Anwendung eines pneumatischen Transport- und Verbringungssystems darauf an, zu beurteilen, ob eine Gefährdung der Belegschaft durch unmittelbaren Kontakt mit dem Material oder auf dem Umweg über eine Kontamination der Wetter möglich erscheint.

Beim Blasversatz erfolgt die Zufuhr des Materials bis zur Blasmaschine durch mechanische Transportsysteme. Insofern gelten also die oben (Abschnitt IV. 3.1.3) angestellten Überlegungen sinngemäß auch hier: Es erscheint als möglich, eine solche Transporttechnik zu entwickeln und anzuwenden, die eine Zufuhr des Materials bis zur Blasmaschine ohne unzulässige Gefährdung oder Belästigung der Beschäftigten mit hinreichender Sicherheit gewährleistet. Dabei mag dahingestellt bleiben, ob sich der dafür erforderliche Aufwand rechtfertigen läßt gegenüber der Alternative, für das Verbringen von bei offenem Transport arbeitssicherheitlich/arbeitshygienisch kritischen Materialien von vornherein ein pneumatisches Verfahren von über Tage aus im geschlossenen System bis vor Ort vorzusehen.

Beim Verfüllen des Abbauhohlraumes nach dem in Abb. IV.1/10 skizzierten Verfahren des Blasversatzes kann das Material nicht wie beim hydraulischen Einbringen bis unmittelbar in die Hohlräume im Bruchfeld verbracht werden, sondern lediglich bis in den noch offenen Raum unmittelbar hinter dem Strebausbau und der Blasversatzabschirmung. Deshalb ist ein unmittelbarer Kontakt der Abfallstoffe mit den Beschäftigten zwar sehr weitgehend, jedoch nicht völlig auszuschließen. U.U. muß nämlich dieser Hohlraum betriebsnotwendig befahren werden, außerdem ist eine absolut dichte Abschließung gegenüber dem freien Strebraum kaum zu gewährleisten.

In jedem Fall, und dies gilt beim pneumatischen Verbringen von irgendwelchen Materialien in alle Hohlräume des Grubenbetriebes, muß die als

Transportmedium benutzte Luft wieder an die Tagesoberfläche zurückgeführt werden. Wenn dieses nicht in geschlossenen Rohrleitungen erfolgt - derartige Systeme sind zwar analog zu den verschiedentlich in Anwendung stehenden Anlagen zur Grubengasabsaugung vorstellbar, aber bisher noch nicht realisiert und erprobt - stehen hierfür nur die Wetterwege im allgemeinen Grubengebäude zur Verfügung. Da nicht mit absoluter Sicherheit gewährleistet werden kann, daß sich in diesem Abwetterstrom keine Personen aufhalten, dürfen diese Abwetter keine gesundheitsgefährdenden oder stark (z.B. geruchs-)belästigenden Stoffe enthalten. Entweder müßte also die für den pneumatischen Transport benutzte Luftmenge vor dem Eintritt in den Abwetterstrom gereinigt werden, was nur durch sehr aufwendige und unter Untertage-Verhältnissen im Abbaubereich hinsichtlich der Betriebssicherheit als kritisch einzustufende Anlagen geschehen könnte, oder es muß sichergestellt sein, daß die als Transportmedium eingesetzte Luft keine Schadstoffe aus dem Deponiegut während des Transports aufnimmt.

Bis zu einem gewissen Grade kann - wie auch beim Blasversatz in der gegenwärtigen Durchführung angewendet - die zum Transport benutzte Luft von Stäuben dadurch gereinigt werden, daß diese durch Wasserzugabe gebunden und niedergeschlagen werden. Auch ist ein gewisser Selbstreinigungseffekt der Abluft beim Verblasen von Materialien in die Hohlräume des Alten Mannes durch die Streckenbegleitdämme hindurch insofern gegeben, als die feinporigen Zwischenräume zwischen den Gesteinsbruchstücken in der noch nicht wieder endgültig verdichteten Versatzzone eine Filterwirkung ausüben können. Ob auf diesen Wegen die Belastung der Wetter mit gesundheitsschädlichen Stäuben unter ein akzeptables Minimum herabgedrückt werden kann (wie dies beim Blasversatz in der üblichen Form der Fall ist), läßt sich nicht generell entscheiden. Es erscheint als unerläßlich, in jedem Einzelfall eine Überprüfung anzustellen, und vor allem das sichere Einhalten der Tolerenzschranken durch entsprechende Meß- und Überwachungssysteme zu gewährleisten.

Grundsätzlich bleibt zur arbeitssicherheitlichen und arbeitshygienischen Beurteilung eines pneumatischen Transport- und Verbringungssystems für Rest- und Abfallstoffe damit festzustellen, daß mit nicht unbeträchtlichen Schwierigkeiten speziell im Hinblick auf eine mögliche Kontamination der als Transportmedium benutzten Luft gerechnet werden muß.

IV. 3.3.4 Störfallbeurteilung

Erheblich günstiger als hinsichtlich der arbeitssicherheitlichen und arbeitshygienischen Belange sind pneumatische Systeme für die Verbringung von Rest- und Abfallstoffen zu beurteilen, was das Auftreten und die möglichen Auswirkungen von Störfällen angeht. Dabei gilt in bezug auf die Zufuhr der zu verbringenden Stoffe bis zur Blasmaschine, falls diese im Abbaubereich aufgestellt ist, sinngemäß das oben zu den mechanischen Transportsystemen gesagte.

Im pneumatischen System liegen die in den Leitungen auftretenden Betriebsdrücke im Bereich von wenigen bar und damit erheblich niedriger als bei einem hydraulischen Transportverfahren; vor allem ist der Umstand hervorzuheben, daß diese Betriebsdrücke als teufenunabhängig angesehen werden können, also nicht bei tieferen Gruben zunehmen.

Das Auftreten von Undichtigkeiten im System ist schon aus diesem Grunde weniger wahrscheinlich als beim hydraulischen Transportverfahren, und eher aufgrund von Verschleißvorgängen als durch die hohen Druckbeanspruchungen zu erwarten. Durch geeignete Kontroll- und Überwachungseinrichtungen lassen sich im übrigen Leckagen sehr schnell feststellen (und ggf. auch lokalisieren), so daß im Störfall das System schnellstens abgeschaltet werden kann.

Nicht akzeptable Bedingungen sind auch für die Beseitigung der Folgen von Störfällen nicht zu befürchten. Sowohl die Reparaturarbeiten an dem System selbst als auch die Beseitigung etwa ausgetretener Stoffe können erforderlichenfalls unter persönlicher Schutzausrüstung durchgeführt werden.

Als betrieblicher Störfall ist das mögliche Auftreten von Verstopfern im Leitungssystem zu nennen, wobei es jedoch nicht zum unkontrollierten Austreten von Materialien in die Umgebung kommt. Insofern geht von diesem Störfall auch keinerlei Gefährdung aus, und seine Beseitigung kann ebenfalls ohne unbeherrschbare Schwierigkeiten erfolgen.

IV. 4 Beurteilung der Umweltverträglichkeit einer Verbringung von Abfall- bzw. Reststoffen in Grubenräumen des Steinkohlentiefbaus aus bergtechnischer und gebirgsmechanischer Sicht

Im folgenden wird eine Beurteilung der Umweltverträglichkeit und damit Vertretbarkeit einer Untertage-Verbringung von Abfall- bzw. Reststoffen in Grubenräume des Steinkohlenbergbaus aus bergtechnischer und gebirgsmechanischer Sicht vorgenommen, die auf den Darlegungen und Schlußfolgerungen der vorangegangenen Kapitel beruht. Grundlage dieser Beurteilung sind die im ersten Abschnitt dieses Kapitels zusammengefaßten grundsätzlichen Bedingungen und Kriterien.

IV. 4.1 Grundsätzliche Bedingungen und Kriterien für die Beurteilung

Unabhängig davon, welche bergbaulichen Hohlräume des Steinkohlenbergbaus (vgl. Abschnitt IV.2) für eine Verbringung von Rest- oder Abfallstoffen ausgewählt werden, und unabhängig von der Art der Verbringung (vgl. Abschnitt IV.3) muß davon ausgegangen werden, daß es sich in jedem Fall um einen irreversiblen Vorgang handelt, eine Rückhohlbarkeit der verbrachten Stoffe ist praktisch auszuschließen. Zwar ist es prinzipiell möglich, eine einmal aufgelassene Grube ebenso wie abgeworfene Teilfelder erneut anzufahren und aufzuschließen[1)], jedoch dürften im hier zu behandelnden Fall der für ein solches Vorgehen erforderliche Aufwand ebenso wie die dabei erneut zu besorgende Umweltbelastung diese Möglichkeit verbieten.

Spätestens nach dem endgültigen Einstellen des Grubenbetriebes und der Wasserhaltung ist damit zu rechnen, daß es durch den Wiederanstieg der tiefen Grundwässer zu einem vollständigen Überstauen der Verbringungsräume kommen wird. Dies bedeutet, daß spätestens dann alle diese Räume nicht mehr zugänglich sein werden, für die evtl. für die Verbringung benutzten Abbauhohlräume (vgl. Abschnitt IV.2.3) trifft dies ja bereits we-

---

1) Dies geschieht auch in der Praxis durchaus, etwa wenn im sog. Nachlesebergbau antike oder mittelalterliche Bergbaue, die nur die reichsten Lagerstättenteile abgebaut haben, wieder in Betrieb genommen werden, um nachträglich auch die ärmeren Partien noch zu gewinnen, die mit den modernen Bergbau- und Aufbereitungstechniken wirtschaftlich geworden sind.

sentlich früher zu. Diese Nichtzugänglichkeit der Verbringungsräume bedeutet praktisch auch die Unmöglichkeit ihrer nachträglichen Sanierung; auch hier ist die theoretisch gegebene Möglichkeit einer Abdichtung von Schadstoff-Ausbreitungswegen durch Tiefbohrungen von über Tage aus auszuschließen.

Aufgrund dieser beiden Charakteristika, nämlich der Endgültigkeit und späteren Nichtsanierbarkeit folgt als wichtigstes Kriterium für die Beurteilung jeglicher Untertageverbringung von Abfall- bzw. Reststoffen im Steinkohlenbergbau, daß dabei von vornherein nur solche Varianten in Frage kommen, bei denen sich auf Dauer jegliches Risiko einer nachteiligen Beeinflussung der Umwelt praktisch ausschließen läßt; das mit jeder technischen Lösung immer verbundene Restrisiko ist also auf ein solches Minimum zu bringen, das tolerierbar ist. Dies bedeutet, daß eine Verbringung von Materialien in bergmännische Hohlräume des Steinkohlenbergbaus nur erfolgen kann

- entweder nach dem Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung
- oder nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses und damit dauerhaften Fernhaltens von der Biosphäre.

Natürlich ist der Schutz der Umwelt vor schädlichen Auswirkungen ebenso wie unter dem Aspekt der Langzeitsicherheit auch für die Betriebsphase des Bergwerks und/oder der Verbringung von Materialien in die Hohlräume zu gewährleisten und ebenso für die Zwischenphase des Überganges vom Betriebs- in den langfristigen Endzustand. Zu untersuchen und zu beurteilen ist also für jede der potentiellen Möglichkeiten einer Nutzung von Hohlräumen im Steinkohlentiefbau die Umweltverträglichkeit und damit Vertretbarkeit für die drei zeitlich aufeinanderfolgenden Phasen nach Abschnitt II.7, nämlich

a) Betriebsphase bei laufender Wasserhaltung (Phase 1),

b) Übergangsphase nach Einstellung des Betriebes und der Wasserhaltung mit Wiederanstieg der Wässer und Überstauen der Verbringungsräume (Phase 2),

c) Endphase nach Überstauen der Verbringungsräume und den damit hergestellten permanenten (hydrogeologischen) Gegebenheiten (Phase 3).

IV. 4.2 Verbringung von Stoffen nach dem Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung

Eine immissionsneutrale Ablagerung von Abfallstoffen liegt dann vor, wenn hierdurch keine zusätzlichen schädlichen Verunreinigungen oder nachteiligen Veränderungen des Grundwassers gegenüber der geogenen Beschaffenheit zu besorgen sind. Dieses ist der Fall, wenn ein Schadstoffaustrag aus dem Deponiegut nicht erfolgen kann

- aufgrund der geogenen Beschaffenheit des Grundwassers,
- aufgrund der Beschaffenheit des Deponiegutes.

Die erste Bedingung wird bei solchen Abfällen erfüllt, deren Inhaltsstoffe auch im umgebenden (Grundwasser-) Milieu in derartigen Konzentrationen enthalten sind, daß hierdurch eine Eluierung verhindert wird.

Wie in Abschnitt II.3 ausgeführt, handelt es sich bei den Grubenwässern im Steinkohlengebirge bei großen Teufen (etwa ab -600 m NN) um geogen sehr stark mit Chloriden belastete Wässer, in denen darüber hinaus naturgemäß auch die in den entsprechenden Gesteinsschichten und damit auch der Kohle vorkommenden löslichen Inhaltstoffe enthalten sind. Durch das Verbringen von Abfall- bzw. Reststoffen mit den gleichen Inhaltstoffen in dieses Milieu ist daher nicht von einer nachteiligen Veränderung oder zusätzlichen schädlichen Verunreinigung auszugehen. Lediglich unter der Voraussetzung, daß es in spürbarem Ausmaß zu einer Zirkulation der Tiefenwässer im Gebirge bis in den Bereich der oberflächnahen Grundwasserhorizonte kommt, würden sich hier durch Stoffaustauschvorgänge und Vermischungen nachteilige Veränderungen des ursprünglich unbelasteten oberflächennahen Grundwassers ergeben können. Diese wären dann jedoch auch ohne das Verbringen der Deponiestoffe in die tieferen Horizonte eingetreten, also auf die naturgegebene Beschaffenheit der Tiefenwässer zurückzuführen, und sind damit ebenfalls als geogen bedingt zu bezeichnen.

Vom Landesoberbergamt Nordrhein-Westfalen wurden aus diesem Grunde in Abstimmung mit den zuständigen Ministerien und im Einvernehmen mit dem Geologischen Landesamt sowie dem Landesamt für Wasser und Abfall Reststoffe aus kohlegefeuerten Kraftwerken und Feuerungsanlagen allgemein zur Verbringung nach untertage als Teil- bzw. Nachversatz zugelassen[1)].

Wie in Abschnitt III.5.1.9 dargelegt, hat sich auch bei den abfalltechnischen Untersuchungen im Rahmen der vorliegenden Studie gezeigt, daß ein Austrag von bestimmten Inhaltsstoffen (i.w. Salze) aus den untersuchten Reststoffen von Verbrennungsanlagen in die Grubenwässer deshalb nicht erfolgt, weil diese dort bereits in höheren Konzentrationen vorliegen. Es ist allerdings nochmals darauf hinzuweisen, daß - wie in Abschnitt II. 3 belegt - sich die Grubenwässer je nach den örtlichen Gegebenheiten in ihrer Beschaffenheit deutlich voneinander unterscheiden. Voraussetzung für die Unbedenklichkeit einer immissionsneutralen Ablagerung wäre in jedem Einzelfall ein Nachweis der Nicht-Veränderung der geogenen Beschaffenheit der Grubenwässer durch Eluierungs-Tests entsprechend dem in Abschnitt III. 2 dargestellten Verfahren unter Verwendung von Grubenwässern, die der Lokation der potentiellen Verbringungsstelle entstammen.

Eine immissionsneutrale Ablagerung kann sich auch aufgrund der Beschaffenheit der zu verbringenden Abfallstoffe ergeben, wenn nämlich diese selbst einen Austrag von schädlichen Bestandteilen verhindern, oder wenn sie von vornherein keine solchen eluierbaren schädlichen Bestandteile enthalten. Möglicherweise trifft dies nicht nur auf eine Reihe von nicht nachweispflichtigen Abfällen aus der Obergruppe 3 des LAGA Abfallschlüsselkataloges zu, die in der Zusammenstellung des LWA Düsseldorf als für eine Verbringung in Steinkohlenbergwerke geeignet aufgeführt sind, sondern auch für bestimmte, an sich problematischere Sonderabfälle. In Abschnitt III. 5.1.9 der vorliegenden Studie wurde bereits dargestellt, daß sich bei Eluierungsversuchen mit chloridhaltigen Grubenwässern an bestimmten Rauchgasreinigungsrückständen aus Müllverbrennungsanlagen, die verfahrensbedingt als Filterfeinstaub-Reaktionsrückstand-Gemisch anfallen,

---

1) Rundverfügung 18.21.2-2-4 vom 16.12.87/28.12.87

beim Säulen-Druckelutionstest Hinweise auf Selbstdichtungsvorgänge im Probekörper mit einer Verhinderung des Austrags von Schadstoffen bereits nach sehr geringem Wasserdurchsatz ergaben.

Eine abschließende Beurteilung dieser Erscheinungen ist derzeit noch nicht möglich, außerdem handelt es sich hierbei (zunächst) um Einzelfälle. Es dürfte sich jedoch empfehlen, dieser Möglichkeit durch entsprechende Untersuchungen nachzugehen. Insbesondere beim Verbringen von Materialien in den Bereich temporärer Abbauhohlräume ist mit so hohen Druckauswirkungen auf die eingetragenen Stoffe zu rechnen (vgl. Abschnitt IV. 2.3.1), daß es hierdurch zu einer sehr starken Kompaktierung kommt. Diese wiederum kann möglicherweise bei einer geeigneten Kornverteilung im eingebrachten Material zu einer praktisch vollständigen Wasserundurchlässigkeit führen, und damit eine immissionsneutrale Einlagerung gewährleisten aufgrund der Beschaffenheit des Deponiegutes selbst, nämlich indem durch die Verhinderung einer Durchströmung auch ein Schadstoffaustrag ausgeschlossen wird.

Die in Abschnitt IV. 2.3.1 erwähnten und in Abb. IV. 2/5 und IV. 2/6 dargestellten Versuchsergebnisse an Materialien, die (noch ohne gezielte Beeinflussung des Körnungsaufbaus) unter dem Einfluß des nacheilenden Zusatzdruckes (Abb. IV. 2/3) kompaktiert wurden, deuten jedenfalls eine solche Möglichkeit an. Damit würde eine immissionsneutrale Verbringung auch von solchen Rest- oder Abfallstoffen in Betracht gezogen werden können, deren Stoffinhalt von der geogenen Zusammensetzung des umgebenden Milieus abweicht, so daß die oben erhobene Forderung nach einer Verträglichkeitsprüfung im jeweiligen, örtlich eng begrenzten Einzelfall nicht mehr aufrecht erhalten werden müßte. Der Anwendungsbereich einer immissionsneutralen Ablagerung würde damit sowohl hinsichtlich der in Frage kommenden Stoffe als auch der Gegebenheiten des räumlichen Milieus am vorgesehenen Verbringungsort wesentlich erweitert werden können.

Solange jedoch diese angeregten weiterführenden Untersuchungen noch nicht zu einem entsprechenden Ergebnis geführt haben, bleibt hinsichtlich der Möglichkeit einer immissionsneutralen Verbringung von Abfall- oder Reststoffen in Grubenräume des Steinkohlenbergbaus derzeit auch aus

bergtechnischer/gebirgsmechanischer Sicht eine eher ungünstige Beurteilung:

1) Eine immissionsneutrale Ablagerung, bei der eine nachteilige Veränderung des Grundwassers gegenüber seiner geogenen Beschaffenheit aufgrund dieser Beschaffenheit selbst ausgeschlossen werden kann, ist zwar grundsätzlich vorstellbar und könnte für bestimmte Materialien in Frage kommen. Bisher liegen hinsichtlich dieser geeigneten Materialien über den Kreis der bereits bekannten und zugelassenen Stoffe hinaus jedoch lediglich Hinweise vor.

2) Bislang gibt es lediglich Hinweise darauf, daß sich eine immissionsneutrale Ablagerung als möglich erweisen könnte aufgrund der Beschaffenheit der zu verbringenden Materialien selbst, wenn hierdurch unter den Gegebenheiten des Verbringungsortes ein Schadstoffaustrag ausgeschlossen werden kann. Die bloße Vermutung dieser Möglichkeit rechtfertigt es im gegenwärtigen Zeitpunkt jedoch nicht, von einer Realisierbarkeit dieser Art einer immissionsneutralen Ablagerung auszugehen.

Es ist daher festzustellen, daß - über den Kreis der bereits bekannten und zugelassenen Stoffe hinaus - für eine immissionsneutrale Verbringung von Rest- und Abfallstoffen in Grubenräume des Steinkohlentiefbaus auch aus bergtechnischer und gebirgsmechanischer Sicht derzeit keine größeren Möglichkeiten gesehen werden.

IV. 4.3 Verbringung von Stoffen nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses

IV. 4.3.1 Allgemeine Gegebenheiten

Das dauerhafte Fernhalten der abgelagerten Materialien von der Biosphäre durch vollständigen Einschluß stellt die für die Verbringung von Reststoffen und Abfällen im Steinkohlengebirge verbleibende Möglichkeit dar. Wiederum gilt, daß eine Schadstoffausbreitung am ehesten zu befürchten ist durch eine möglicherweise stattfindende Bewegung von belasteten Wässern entlang vorhandener Wasserwegsamkeiten, die schließlich auch zu einer Kontamination der oberflächennahen Grundwässer führen könn-

te. Der vollständige Einschluß der eingebrachten Materialien muß daher in erster Linie den Kontakt mit den Grubenwässern mit hinreichender Sicherheit auszuschließen gestatten, und zwar während jeder der einleitend erwähnten drei Zeitphasen der Deponie (Betrieb des Bergwerks, Überstauen durch Wiederanstieg der Grubenwässer, permanenter Zustand nach Abschluß des Überstauens).

Für keine dieser Phasen läßt sich allerdings nach den Ergebnissen der hydrogeologischen Untersuchungen (vgl. Abschnitt II.2) bei großräumiger Betrachtungsweise, d.h. über das ganze Ruhrkarbon oder auch nur mehrere Grubenfelder hinweg, mit ausreichender Zuverlässigkeit nachweisen, daß ein vollständiger Einschluß von eingebrachten Abfallstoffen zu deren dauerhaftem Fernhalten von der Biosphäre möglich wäre.

Innerhalb des durchbauten Steinkohlengebirges (Karbon) ist insbesondere durch die aufgelassenen, permanenten Grubenbaue im Gestein weiträumig die Möglichkeit einer Schadstoffausbreitung mit dem Grubenwasser nicht auszuschließen. Auch im Deckgebirge kann eine solche Möglichkeit speziell einer i.w. horizontalen Schadstoffausbreitung durch Grubenwässer, die u.U. im unteren Kluftwasserhorizont des Cenomans/Turons zirkulieren könnten, nicht ausgeschlossen werden. Vertikale zumindest potentielle Wasserwegsamkeiten sind sowohl im Karbon als auch im Deckgebirge gegeben durch nicht völlig hermetisch abgedichtete seigere Grubenbaue (Schächte, Blindschächte, ggf. Bohrungen) sowie insbesondere auf den geologischen Störungen, die teils als wasserführend bekannt sind.

Kleinräumig, d.h. für einzelne Feldesteile von Schachtanlagen, die insbesondere nicht von geologischen Störungen durchsetzt sind, ist nach den Ergebnissen der hydrogeologischen Untersuchungen das Vorhandensein von hydrologisch wirksamen Barrieren für einen vollständigen Einschluß eingebrachter Abfallstoffe jedoch als gegeben anzusehen, und zwar durch das tonige Bestandteile enthaltende Nebengestein in bestimmten Flözhorizonten. Diese Schiefertone bzw. Tonschiefer weisen - auch unter Abbaueinwirkung - eine engständige Klüftung mit sehr geringer Wasserdurchlässigkeit auf, die noch durch ihre Quellfähigkeit bei Wasseraufnahme weiter verringert wird. Schließlich besitzen diese Gesteine eine gewisse Adsorptionsfähigkeit gegenüber bestimmten Stoffen und üben auch insofern eine Barrierewirkung aus (vgl. Abschnitt II. 4.3).

Im Rahmen der vorliegenden Studie wurde die Wirksamkeit der Barrierewirkung einer vollständigen Einschließung an einem modellhaften Beispielfall durch entsprechende Berechnungen überprüft und verifiziert (vgl. Abschnitt II.7.2), denen die in Abb. IV. 4/1 schematisch skizzierte Deponieraum-Anordnung mit den in Abb. IV. 4/2 wiedergegebenen, beispielhaft angenommenen Dimensionen zugrundegelegt wurde. Obwohl die weiteren, für diese Berechnung benutzten Voraussetzungen, wie noch zu diskutieren sein wird, als eher zu ungünstig gegenüber den in der Realität zu erwartenden Bedingungen anzusehen sind, erwies sich die Barrierewirkung unter den angenommenen Gegebenheiten als hinreichend für den Abschluß des Deponieraumes gegenüber der Biosphäre.

Derartige Bedingungen, speziell was die angesetzten Schichtmächtigkeiten und deren Wasserdurchlässigkeiten angeht, sind jedenfalls im mittleren Teil der Karbon-Schichtenfolge gegeben, und zwar insbesondere im Bereich der Zollvereins-Gruppe und der sog. Namens-Flöze (vgl. Abb. IV.1/1). Ungünstigere Verhältnisse dürften im liegenden Teil der Schichtenfolge vorliegen (Sprockhöveler und Wittener Schichten), wo eine mehr sandige Gesteinsausbildung zu erwarten ist. Natürlich ist für jeden Einzelfall die dort angetroffene (und aus dem Betrieb des Bergwerks bekannte) Situation zu überprüfen, es kann also keine allgemeingültige Aussage getroffen werden außer der, daß im Ruhrkarbon in bestimmten Schichtenfolgen mit Verhältnissen gerechnet werden kann, die lokal einen vollständigen Einschluß von hierher verbrachten Abfallstoffen und damit deren dauerhaftes Fernhalten von der Biosphäre prinzipiell ermöglichen.

Diese Möglichkeit ist daher im folgenden für die erwähnten drei zu unterscheidenden Phasen einer untertägigen Ablagerung sowie im Hinblick auf die für eine Verbringung geeigneten Grubenräume und die dargestellten Verbringungstechniken noch unter bergtechnischen und gebirgsmechanischen Aspekten zu untersuchen.

IV.4.3.2 Gegebenheiten während der Einbringungsphase

Wie in Abschnitt IV. 3 bei der Darstellung der Verbringungstechniken ausgeführt wurde, stehen für den betrieblichen Vorgang des Einlagerns selbst ausgereifte und betrieblich erprobte Verfahren und Hilfsmittel zur Ver-

fügung, die eine hinreichende Gewähr sowohl für die Betriebssicherheit während dieser Phase als auch für die Vermeidung von schädlichen Beeinflussungen des Grubenwassers durch den Verbringungsvorgang selbst bieten, wenn die entsprechenden Vorsorgemaßnahmen gegenüber nicht auszuschließenden Störfällen getroffen werden.

An dieser Stelle muß jedoch noch untersucht werden, ob und ggf. welche Gefährdungen aus den Gegebenheiten des Steinkohlen- und des Deckgebirges, also dem umgebenden Einlagerungsmilieu, resultieren können, und ob und wie ihnen begegnet werden kann. Dies soll zunächst für den Fall der Verbringung von Stoffen in den Abbauhohlraum geschehen, wie sie im Abschnitt IV. 2.3 beschrieben wurde.

In unmittelbarer (räumlicher und zeitlicher) Nähe des Einbringungsvorganges im Abbaubereich (vgl. Abb. IV.1/11, IV.1/12, IV.2/3 und IV.2/4) sind das Deponiegut und die direkt überlagernden Schichten noch nicht wieder durch die Auswirkungen des Gebirgsdruckes, speziell des nacheilenden Zusatzdruckes, soweit kompaktiert und verfestigt, daß die geringen Durchlässigkeitswerte des stationären Zustandes nach dem Abschluß des Absinkens der Hangendschichten gegeben wären. Eine Durchströmung des Deponieraumes mit Grubenwässern muß daher während der Einbringungsphase und über einige Monate danach hinweg auch für den (größten anzunehmenden) Störfall eines plötzlichen Wassereinbruches ausgeschlossen werden können. Dies läßt sich durch eine Reihe von Maßnahmen erreichen.

Prophylaktisch ist von allen potentiellen Wasserbringern ein entsprechender Sicherheitsabstand zu halten, wobei beispielsweise die bergbehördlichen Mindestabstände zugrunde gelegt werden könnten, die zur Vermeidung von Wasserübertrittsstellen aus benachbarten Gruben nicht unterschritten werden dürfen. Sofern das Flöz im Streichen bis in die Nähe von Störungszonen abgebaut werden soll, ist erforderlichenfalls auf entsprechender Länge durch Einbringen von Baustoffen in den Abbauhohlraum dieser Sicherheitsabstand wieder herzustellen (vgl. Abb. IV.4/1); hierzu kann die gleiche Technik eingesetzt werden, mittels derer auch die Rest- bzw. Abfallstoffe in den Deponieraum verbracht werden (vgl. Abb. IV.1/11 und IV.1/12). Das Vorhandensein unbekannter, potentiell wasserführender geologischer Störungen im Vorfeld des Abbaus und damit des Deponie-

betriebes kann ausgeschlossen werden, wenn ein solcher Deponiebetrieb nur angelegt wird in einer bekannten Flözfläche, die beispielsweise bereits vorher durch ein hangendes Flöz überbaut wurde, oder wenn der Betrieb im Rückbau geführt wird.

Schließlich kann durch die Anordnung des Deponiebetriebes oberhalb der tiefsten, durchgehenden und mit eigener Wasserhaltung ausgerüsteten Hauptsohle sowie durch das Vorhandensein entsprechender offener Grubenräume (auch sohlenverbindender Ausrichtungselemente wie z.B. Blindschächte) in der Nachbarschaft des Deponiebetriebes (vgl. Abb. IV.4/1) gewährleistet werden, daß auch im Falle eines unvorhergesehenen Wassereinbruches in einem Bereich außerhalb des eigentlichen Deponiebetriebes die anfallenden Wässer um diesen herum bzw. an diesem vorbei abgeleitet werden können - erforderlich hierfür ist sowohl eine ausreichende Wasserhaltungskapazität als auch ein hinreichendes Aufnahme-(Speicher-) Volumen auf der untersten Sohle. Während des laufenden Bergwerksbetriebes läßt sich ein solches Streckensystem (mit dem entsprechenden finanziellen Aufwand) bei richtiger Planung stets gewährleisten.

Grundsätzlich sind diese Schutzmaßnahmen natürlich auch für Hohlräume in Strecken oder Blindschächten, die als Verbringungsraum für Abfälle benutzt werden sollen, möglich und prinzipiell auch als ausreichend anzusehen, wenn diese durch hinreichende Abdämmungsmaßnahmen (z.B. entsprechend den einschlägigen Bestimmungen der Bergbehörden) vom übrigen Grubengebäude abgeschlossen werden. Für die verschiedenen Arten dieser Grubenräume ist allerdings eine etwas differenzierte Betrachtungsweise geboten.

Die Abbaubegleitstrecken befinden sich immer schichtparallel im Niveau des jeweiligen Flözes, wie aus der Darstellung in Abb. IV.4/1 hervorgeht; und sie sind schon während des Betriebes unmittelbarer Bestandteil der gesamten Abbaufläche. Hier gelten also die für die Abbauhohlräume angestellten Überlegungen hinsichtlich der Sicherheit gegen eine Durchströmung des potentiellen Deponieraumes uneingeschränkt: Der schichtenparallele Verlauf der Abbaustrecken gewährleistet die volle Wirksamkeit der durch die über- bzw. unterlagernden Nebengesteinsschichten gebildete Einschlußbarriere, gegenüber den Anschlußgrubenbauen ebenso wie als Schutzmaßnahme nach Annäherung des zugehörigen Flözbetriebes an

eine Störung kann auf ausreichende Länge ein Abschlußdamm vorgesehen werden. Grundsätzlich ist nicht ausgeschlossen, eine Abbaubegleitstrecke auf ihrer ganzen Länge mit Baustoffen oder Versatz im vollen Querschnitt zu verfüllen.

Wie in der Skizze in Abb. IV.4/1 dargestellt, erfüllen dagegen die Sohlenstrecken sowie die Blindschächte und Schächte, sollte der ungünstigste anzunehmende Störfall eintreten, nämlich ein unvorhergesehener starker Wassereinbruch in einem anderen Bereich des Grubengebäudes, die Funktion, diesen zuströmenden Wässern Wegsamkeiten um den im Abbauhohlraum eingerichteten Deponieraum herum anzubieten und sie hierdurch mit Sicherheit von den eingebrachten Stoffen fernzuhalten. Damit stehen diese Strecken und seigeren Grubenräume ihrerseits für eine Einlagerung zunächst nur insoweit zur Verfügung, wie sie unter allen denkbaren Konstellationen für diese Aufgabe nicht benötigt werden (also beispielsweise in Feldesteilen, in denen keine Verbringung von Deponiestoffen in Abbauhohlräume erfolgt), und auch dies nur unter der Voraussetzung, daß sie sich selbst wiederum innerhalb eines solchen Systems von Schutzstrecken befinden. Nur wo diese Bedingungen erfüllt sind, kommen auch diese Grubenräume für eine Verbringung von Abfallstoffen in Betracht unter der Voraussetzung, daß sie auch den noch zu diskutierenden Sicherheitsanforderungen für die Phasen 2 und 3 genügen.

IV.4.3.3 Gegebenheiten während der Phasen des Überstauens der Grubenräume

In dieser zweiten Phase der Geschehnisse im Zusammenhang mit der Einrichtung einer Untertage-Deponie im Steinkohlenbergbau ist die hydrologisch kritische Situation zu betrachten, wenn nach Abschluß des (Gewinnungs- und) Einlagerungsbetriebes entweder nur für die betreffende Schachtanlage oder weiträumig die Wasserhaltung eingestellt wird und es folglich zu einem Anstieg der Grubenwässer und schließlich völligem Überstauen der Grubenräume und des Gebirges und damit auch der hierin eingerichteten Deponien kommt.

Den offenen Grubenräumen (Sohlenstrecken, Blindschächte/Schächte) im Grubengebäude kommt während dieser Entwicklung insofern eine entscheidende Bedeutung zu, als sie ein System von miteinander kommuni-

zierenden Hohlräumen bilden, die in ihrer Gesamtheit ein verhältnismäßig gleichmäßiges Ansteigen der Wässer im gesamten Grubengebäude bewirken. Es ist damit davon auszugehen, daß das jeweils erreichte Niveau des Standwassers in benachbarten Bereichen des Gebirgskörpers in etwa der gleichen Höhe liegen wird, so daß sich folglich auch kein größerer horizontaler hydraulischer Gradient aufbauen kann. Bereits hierdurch wird sichergestellt, daß Schichten mit hinreichend niedrigen k_f-Werten (z.B. in der Größenordnung von $1 \cdot 10^{-7}$ m/s) nur in einem geringen Maße durchströmt werden. Dabei ist noch zu berücksichtigen, daß es in den tonigen Bestandteilen der Nebengesteinsschichten (so wie diese als Einschlußbarriere vorausgesetzt werden) bei Wasseraufnahme zu Quellvorgängen kommt, wodurch die Wasserdurchlässigkeit natürlich nochmals herabgesetzt wird.

Beim allmählichen Wiederanstieg der Grubenwässer ist damit zu rechnen, daß die Wässer zunächst in den vorhandenen offenen Grubenräumen fließen und aufsteigen werden und erst sodann von diesen aus entsprechend den jeweiligen hydrologischen Gegebenheiten in die Gebirgsschichten eindringen werden. In den bereits erwähnten Modellrechnungen, die für diese als besonders kritisch anzusehende Phase in der zeitlichen Entwicklung angestellt werden (vgl. Abschnitt II.7.2), ist dabei ganz bewußt von sehr ungünstigen Voraussetzungen für die zu untersuchende Sicherheit der Einlagerungsräume ausgegangen worden. Es wurde angenommen, daß die aufsteigenden Wässer in den umgebenden seigeren Grubenräumen bis in das Niveau der nächsthöheren Sohle angestiegen seien und dort quasi stationär verharrten. Damit hätte sich ein relativ großer vertikaler hydraulischer Gradient herausgebildet, unter dessen Auswirkung es zu einem Einströmen der Wässer in das Gebirge von unter her, also aus dem offenen Grubenräumen auf der unteren Sohle, und dementsprechend zu einem Durchströmen des gesamten Schichtenpaketes in Abb. IV.4/2 und damit auch des darin enthaltenen Deponieraumes käme.

In den Modellrechnungen wurden ferner Durchlässigkeitsbeiwerte verwendet, wie sie sich aus Versickerungsversuchen und WD-Tests ergaben, die in Flözstrecken in den in Frage kommenden Schichtenpaketen durchgeführt wurden (vgl. Abschnitt II.6.2.1). Die hieraus ermittelten K_f-Werte sind jedoch als gegegnüber den zu erwartenden realen Bedingungen eher zu hoch anzusehen. Einmal ist darauf zu verweisen, daß sich gemäß den Aus-

führungen in den Abschnitten IV. 2.1.1 und IV. 2.2.1 auch um Abbaubegleitstrecken (Flözstrecken) herum durch die gebirgsmechanisch zwangsläufige Konvergenz eine Zone einer gewissen Gebirgsauflockerung herausbildet, gemessen wird also hier weder der K_f-Wert des unbeeinflußten Gebirges noch derjenige nach Wiederkompaktierung aufgrund des abbaubedingten Zusatzdruckes. Daß im eigentlichen Versatzfeld dagegen in Übereinstimmung mit den theoretischen Überlegungen nach dem Durchgang des nacheilenden Zusatzdruckes praktisch keine Wasserdurchlässigkeit mehr gegeben ist, wurde durch die (bislang leider nur einmalig durchgeführten) Abpreßversuche aus der in den alten Mann gefahrenen Teststrecke auf dem Bergwerk Walsum gezeigt (vgl. Abschnitt IV.2.3.1). Auch die Ergebnisse des Betriebsversuches im ehemaligen Abbaubereich im Flöz Röttgersbank/Wilhelm auf der Schachtanlage Pluto (vgl. Abschnitt I.3.1.6) lassen erkennen, daß der unter dem Einfluß des Gebirgsdruckes kompaktierte Versatzraum nur eine äußerst geringe (praktisch zu vernachlässigende) Durchlässigkeit aufweist. Wie in Abb. I.3/1 dokumentiert, wurde von den in den Versatzraum selbst gestoßenen Bohrlöchern praktisch keinerlei Material aufgenommen, lediglich die in die alte Abbaubegleitstrecke niedergebrachten Bohrlöcher zeigten (teilweise) eine nennenswerte Aufnahmefähigkeit.

Diese Erscheinung entspricht der bergmännisch gewonnenen Erfahrung, daß beim Durchörtern von zu Bruch geworfenen Feldesteilen oder von ehemaligen Versatzbetrieben, z.B. beim Streckenvortrieb durch den Alten Mann, eine Gesteinsbeschaffenheit vorliegen kann, die den Gegebenheiten im unverritzten Gebirge entspricht. Voraussetzungen hierfür sind das Vorhandensein von tonigen Bestandteilen in der Gesteinsformation, die eine quasi-plastische Verformung ermöglichen, sowie ein entsprechend hoher Gebirgsdruck, d.h. eine Teufe von $>$ 600 m bis 800 m. Sowohl der optische Eindruck (homogene Gesteinsmatrix) als auch die realisierte Vortriebsgeschwindigkeit, die im wesentlichen von der Gesteinsfestigkeit abhängt, bestätigen in einem solchen Fall ähnliche Verhältnisse wie im unverritzten Gebirge.

Unter diesen ungünstigen Voraussetzungen ergaben sich aus der Modellrechnung Durchströmungszeiten für das unterste Schichtenpaket nach Abb. IV.4/2 in der Größenordnung von einigen Jahrzehnten, woraus die Aussage abzuleiten war, daß der Übergang von Phase 2 zu Phase 3 zu

erwarten ist, ehe der Durchströmungsvorgang überhaupt soweit fortgeschritten wäre, daß es zu einem Schadstoffaustrag kommen würde. In der Realität dürften die Gegebenheiten jedoch eher günstiger aussehen:

Entsprechend den Ausführungen in Abschnitt IV.1.1 bilden die permanenten Grubenräume im Steinkohlenbergbau ein in sich mehrfach vermaschtes Netz von Hohlräumen, bei dem das jeweilige Volumen auf den horizontalen Sohlen gegenüber demjenigen in den sohlenverbindenden Grubenräumen ein Mehrfaches beträgt. Beim Wiederanstieg der Grubenwässer nach Einstellen der Wasserhaltung ist also - wie sich auch an stillgelegten und abgesoffenen Gruben quantitativ nachweisen läßt - damit zu rechnen, daß der Anstieg der Wässer in den Grubenbauen zwischen den Sohlen (Schächte, Blindschächte, Berge) vom Niveau der jeweils unteren zu dem Niveau der jeweils oberen Sohle relativ schnell vonstatten geht, nämlich innerhalb weniger Wochen bis höchstens Monate je nach Wasserzufluß, und daß dann eine wesentlich längere Zeit verstreicht, bis alle söhligen Räume auf dem oberen Niveau geflutet sind, ehe wieder ein Ansteigen des Wasserstandes in den Schächten zu beobachten ist.

Der ungünstige Fall, daß sich durch einen Wasserstand in den seigeren Grubenbauen knapp unterhalb des oberen Sohlenniveaus ein verhältnismäßig großer hydraulischer Vertikalgradient für eine Durchströmung des Schichtenpaketes ergibt, ist also relativ von nur sehr kurzer Dauer und wird sehr schnell abgelöst von dem über längere Zeit hinweg zu erwartenden Zustand, nämlich daß in den horizontalen Grubenräumen sowohl auf der unteren wie auf der oberen Sohle und zusätzlich in den sohlenverbindenden Bauen Wasser ansteht. Es existiert also der Zustand eines allseitig in das jeweilige Schichtenpaket hinein gerichteten hydraulischen Gradienten, und es kann folglich in dieser Phase nicht zu einer Durchströmung der Schichten, sondern viel eher zu einem Einströmen in die Schichten kommen.

Lediglich dort, wo vorgegebene Wasserwegsamkeiten zwischen den Sohlen vorhanden sind, beispielsweise auf geologischen Störungs- oder Schwächezonen, oder wo derartige potentielle Wasserwegsamkeiten durch eine ungünstige Abbauplanung mit Endstellung mehrerer übereinanderliegender Strebbetriebe im Grenzwinkel des Abbau-Einwirkungsbereiches begünstigt wurden, kann es zu einer Durchströmung des Schich-

tenpaketes kommen, jedoch begrenzt auf diese vorgeprägten Wasserwegsamkeiten. Entsprechend diesen Überlegungen ist daher für die Verbringung von Rest- und Abfallstoffen in Abbauhohlräume des Steinkohlenbergbaus nur ein Feldesbereich mit ungestörten Ablagerungsbedingungen geeignet, in dem tektonisch bedingte Wasserwegsamkeiten ausgeschlossen bzw. von diesen ebenso wie von einer kritischen Zone durch ungünstige Endstellung übereinanderliegender Strebbetriebe ein hinreichend großer Sicherheitsabstand gehalten werden kann.

Die vorstehend angestellten Überlegungen, nach denen auch für die kritische Phase des Wiederanstieges der Grubenwässer eine Durchströmung der ehemaligen Abbaubereiche mit großer Sicherheit ausgeschlossen werden kann, gelten prinzipiell und sinngemäß dann auch für die im Zusammenhang mit diesen Abbauhohlräumen stehenden Abbaubegleitstrecken, wenn diese - wie in Abb. IV. 4/1 skizziert - durch Abschlußdämme, ggf. bis hin zum völligen Verfüllen mit Baustoffen auf der gesamten Länge, vom übrigen Grubengebäude abgetrennt werden.

Insgesamt gesehen besteht nach Abschluß des Betriebes, also vor dem Beginn des Überstauens, ein Schichtenpaket, in dem die einzelnen (potentiellen) Wasserleiter, falls überhaupt vorhanden, durch Wasserwegsamkeiten (in Form der noch offenen Grubenräume) verbunden sind, die vergleichsweise sehr hohe k_f-Werte aufweisen. Daher können sich zwischen ihnen nur sehr geringe Druckunterschiede aufbauen, und es kann sich also auch kein so großer hydraulischer Gradient herausbilden, daß es während des Vorganges des Wiederanstieges der Grubenwässer zu einer unzulässig starken Durchströmung der Schichten mit ausreichend niedrigen k_f-Werten kommen kann.

Bei den Grubenräumen, die in einem bestimmten Sohlenniveau oder sohlenverbindend seiger aufgefahren sind, ist eine völlig schichtgebundene Anordnung zweifellos eher die Ausnahme, die i.w. lediglich bei einigen Richtstrecken vorausgesetzt werden kann. Nur dann jedoch, wenn sich der Grubenraum auf seiner ganzen, für die Verbringung von Abfallstoffen vorgesehenen Länge in einer und derselben Schicht befindet und diese selbst ebenso wie die benachbarten mit einer ausreichenden Erstreckung hinreichend niedrige Durchlässigkeitswerte besitzen, gelten die hinsichtlich der Deponie in Abbauhohlräumen oben angestellten Überlegungen sinnge-

mäß auch für diese anderen Grubenbaue, d.h. nur dann darf davon ausgegangen werden, daß auch bei ihnen während der Phase des Wiederanstieges der Grubenwässer eine Kontamination oder schädliche Beeinflussung des Grubenwassers durch die eingelagerten Stoffe ausgeschlossen werden kann.

Für den häufigeren Fall, daß von den söhligen oder seigeren, nicht schichtparallelen Grubenbauen mehrere Gesteinsschichten durchörtert werden, gilt dies natürlich nur dann, wenn alle diese Schichten die zu verlangenden niedrigen Durchlässigkeitswerte aufweisen und darüber hinaus auch die übrigen Gegebenheiten wie bei den Deponien in den Abbauhohlräumen vorliegen (Wasserwegsamkeiten in Form von untereinander in Verbindung stehenden offenen Grubenbauen in hinreichender Entfernung). Sobald auch nur eine der von dem zur Einlagerung vorgesehenen Grubenbau durchörterten Schichten einen so hohen k_f-Wert aufweist, daß mit einem wenn auch geringen Durchströmen dieser Schicht zu rechnen ist, kann von einem vollständigen Einschluß der hierher verbrachten Stoffe nicht mehr ausgegangen werden. Diese Grubenbaue können daher nur zur Enddeponie solcher Abfallstoffe genutzt werden, bei denen eine immissionsneutrale Ablagerung möglich ist.

IV.4.3.4 Gegebenheiten während des permanenten Zustandes nach Abschluß des Überstauens

Nach Abschluß des Wiederanstieges der Grubenwässer ist damit zu rechnen, daß sich ein praktisch stationärer Endzustand mit einer nicht zu übersehenden Erstreckung in die Zukunft herausbilden wird. Dabei ist nach den Ausführungen in Abschnitt II. 7 nur noch mit so geringen hydraulischen Gradienten zu rechnen, daß eine Durchströmung des Gebirgskörpers und damit der darin eingeschlossenen Deponieräume nur noch in äußerst geringem Ausmaß und extrem langen Zeiträumen anzunehmen ist; ein Schadstofftransport in oberflächennahe Grundwasserhorizonte oder zum Ausbiß des Steinkohlengebirges im Süden und damit in den Bereich der Biosphäre ist damit für überschaubare Zeiträume ($>$ 10.000 Jahre) auszuschließen.

Diese im Hinblick auf eine Verbringung von Rest- oder Abfallstoffen günstige hydrologische Situation wird noch dadurch unterstützt, daß auf-

grund der bergtechnischen und gebirgsmechanischen Gegebenheiten auf lange, nicht terminierbare Zeiträume hinaus in den Bereichen der ehemaligen Bergwerksbetriebe durch noch offene Grubenräume in den ehemaligen Gesteinsstrecken und Schächten (Blindschächten/Gesteinsberge) besondere Wasserwegsamkeiten weiter existieren. Die in ihnen gegebenen, im Vergleich zum übrigen Gebirgskörper sehr niedrigen Fließwiderstände führen dazu, daß sich die Wasserbewegungen hier konzentrieren und es demgemäß praktisch ausschließlich zu einer Umströmung und nicht zu einer Durchströmung der Gebirgsschichten kommt.

Ein Zusammenbrechen der Grubenräume in den ehemaligen Gesteinsstrecken und Schächten unter der Auswirkung des Gebirgsdruckes mit einer solchen Kompaktierung, wie oben für den durch den Kohleabbau im Strebbetrieb entstehenden Hohlraum beschrieben, kann aufgrund gebirgsmechanischer Zusammenhänge ausgeschlossen werden, die sich stark vereinfacht wie folgt skizzieren lassen:

Der Gesteinsverband um einen (bergmännischen) Hohlraum herum kann nur dann überhaupt zerbrechen, wenn der im unbeeinflußten Gebirge herrschende lithostatische triaxiale Spannungszustand gestört wurde (z.B. durch das Erstellen des Hohlraumes selbst), die allseitige gleichmäßige Einspannung des Gesteins also nicht mehr gegeben ist. Mit dem Einbringen des Ausbaus wird, wie oben in Abschnitt IV. 2.1.1 dargestellt, durch dessen Stützdruck in Verbindung mit dem sich nach entsprechend geringer Konvergenz ausbildenden Gebirgstragring ein neuer Gleichgewichtszustand im Verbundsystem Ausbau-Gebirge erreicht, der bei ausreichender Ausbaudimensionierung und richtiger Einbringung das Hereinbrechen des Gebirges verhindert. Durch das Überstauen des Grubengebäudes wird nun noch zusätzlich in den Strecken selbst ein hydrostatischer Druck aufgebaut, d.h. das vorher durch die Schaffung des Hohlraumes gestörte Spannungsgleichgewicht wird nicht mehr allein durch den Ausbaustützdruck, sondern zusätzlich durch den hydrostatistischen Innendruck in der Strecke so weitgehend wieder hergestellt, daß ein starkes relatives Überwiegen einer Spannung, das für das Zerbrechen des Gesteins ursächlich erforderlich ist, dementsprechend entfällt. Diese (theoretische) Abhängigkeit wird auch durch praktische Erfahrungen beim Sümpfen von Grubenbauen, etwa bei Wiederinbetriebnahme eines vorübergehend aufgegebenen und gefluteten Feldesteils bestätigt: Erst beim Abpumpen des Wassers, d.h. bei Wegnahme

des hydrostatischen Druckes, gehen die Strecken, wenn überhaupt, zu Bruch, nachdem sie während des Überflutens in der Regel unverbrochen gestanden haben.

In jedem Falle kann aus gebirgsmechanischer Sicht ausgeschlossen werden, daß ausgebaute und nicht verfüllte Grubenräume (Sohlenstrecken, Blindschächte) nach Überstauen sich unter der Einwirkung des Gebirgdruckes so vollständig schließen, daß sich in ihnen ein Durchlässigkeitswert wie in dem umgebenden Gebirge einstellt - er wird vielmehr immer größer sein. Lediglich bei den Abbaubegleit- und solchen Strecken, die vollständig z.B. mit Baustoffen verfüllt und durch entsprechende Abschlußdämme verschlossen werden, ist eine vergleichbar geringe Wasserdurchlässigkeit anzunehmen. Insgesamt gesehen hat man es also nach Einstellung des Bergbaus und Wiederanstieg der Grubenwässer bis zum natürlichen Spiegel mit einer Situation zu tun, bei der ein kompakter, jedoch in sich inhomogener Gebirgskörper, dessen Schichten unterschiedliche k_f-Werte aufweisen, durchörtert und durchzogen wird von künstlich geschaffenen, definierten Wasserwegen (mit relativ geringen Abmessungen), bei denen die Wasserdurchlässigkeiten deutlich höher liegen. In einer (oder einigen) Gebirgsschichten mit sehr niedrigen Wasserdurchlässigkeitswerten innerhalb dieses Systems ist das eingebrachte Deponiegut enthalten und umschlossen, und zwar mit einer relativ geringen Ausdehnung. Dabei ist durch geeignete Wahl dieser Einbringungsflächen ohne Schwierigkeiten sicherzustellen, daß (wie in Abb. IV. 4/1 skizziert) ein hinreichender Abstand zu allen (natürlichen oder künstlich geschaffenen) Wasserwegsamkeiten eingehalten wird.

Insgesamt gesehen sind die hydrologischen Gegebenheiten in diesem Gebirgskörper nicht anders zu beurteilen als in jedem anderen Falle: Soweit überhaupt ein hydraulischer Gradient existiert, stellen sich Fließmengen und -geschwindigkeiten in den einzelnen Schichten und Wasserpfaden umgekehrt proportional zu den hier zutreffenden k_f-Werten und entsprechend den wirksamen hydraulischen Gradienten ein. Diese sind jedoch nach Abschluß des Wiederanstieges der Grubenwässer in einer gegenüber der Phase 2 (Überstauen des Grubengebäudes) nochmals deutlich niedrigeren Größenordnung zu erwarten. Prinzipiell kann also von den bei der Behandlung der Phase 2 dargestellten Gegebenheiten ausgegangen werden (vgl. Abschnitt IV. 4.3.3) mit dem Unterschied, daß nunmehr wegen der ge-

ringeren Gradienten eher günstigere Verhältnisse vorliegen[1)], es kann also von einer Kontamination schon der tiefen Grubenwässer praktisch nicht die Rede sein. Mit diesen müßten jedoch die ausgetragenen Bestandteile nun noch bis in die oberflächennahen Grundwässer transportiert werden, d.h. es müßten die entsprechenden Wasserwegsamkeiten (die nach den obigen Ausführungen schon allgemein eher Ausnahmefälle darstellen) gerade in den für die Deponie ausgewählten Bereichen vorhanden sein - was nach den Anforderungen an diese jedoch von vornherein auszuschließen ist.

---

1) In diesem Zusammenhang ist auch die bekannte Erscheinung zu erwähnen, daß im Bereich sehr niedriger Gradienten i.a. zugleich auch niedrigere k_f-Werte beobachtet werden, als nach der linearen Darcy-Beziehung zu erwarten wären.

IV. 5 Zusammenfassende Bewertung

Aus bergtechnischer und gebirgsmechanischer Sicht läßt sich damit zusammenfassend die folgende Bewertung der Umweltverträglichkeit einer potentiellen Untertageverbringung von Rest- oder Abfallstoffen in das Steinkohlengebirge abgeben:

Die Nutzung der durch den Steinkohlenbergbau entstehenden Hohlräume zur nicht rückholbaren Verbringung ist im Rahmen der durch die hydrogeologischen Gegebenheiten gesetzten Schranken unter Umweltschutzaspekten vertretbar unter den folgenden Voraussetzungen bzw. mit den folgenden Einschränkungen:

- Die Verbringung erfolgt in tiefe Gebirgsschichten (unterhalb etwa -800 m NN), in denen nach späterem Wiederanstieg der Grubenwässer hoch mineralisierte Solen als geogene Tiefenwässer zu erwarten sind.

- Bei Nutzung der Hohlräume des allgemeinen Grubengebäudes (Sohlenstrecken, einfallende Gesteinsberge, Schächte und Blindschächte) können in der Regel nur solche Stoffe deponiert werden, bei denen eine immissionsneutrale Ablagerung gewährleistet ist.

- Die Ablagerung von Stoffen nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses zum dauerhaften Fernhalten der Abfälle von der Biosphäre erfolgt grundsätzlich nur in die beim Kohleabbau entstehenden temporären Hohlräume (und mit Einschränkungen die Abbaubegleitstrecken) und stets nur in solchen lokal begrenzten Bereichen, wo

  - für die Einschließung der Ablagerung ein geeignetes Schichtenpaket mit überwiegend tonigen/schiefrigen Nebengesteinsaufbau in ausreichender, im Detail jeweils festzulegender Mächtigkeit zur Verfügung steht (vgl. V. 2.2),

  - von bekannten oder potentiellen Wasserwegsamkeiten (geol. Störungen, Tagesschächte) oder Standwässern ein (z.B. den

bergbehördlichen Vorschriften über Schutzfesten entsprechender) hinreichender Mindestabstand eingehalten werden kann,

- das Nichtvorhandensein unbekannter, potentiell wasserführender Störungen im gesamten Deponiebereich nachgewiesen wurde (z.B. durch vorheriges Überbauen der zur Einlagerung vorgesehenen Fläche),

- der Einlagerungsbereich von einem System von offenen Grubenräumen umgeben ist, die ausreichend dimensioniert sind, um die im ungünstigsten Fall im Grubengebäude zu erwartenden Wasserzuflüsse zu fassen und vom Einlagerungsbereich abzuleiten, hierzu ist bis zur endgültigen Betriebseinstellung eine ausreichend Wasserhaltungskapazität vorzuhalten.

- Nach Beendigung der Einlagerung sollte zur zusätzlichen Absicherung ein Verschließen des gesamten Bereiches durch Setzen von ausreichend dimensionierten Abschlußdämmen erfolgen.

Über diese Anforderungen unter dem Aspekt der Umweltverträglichkeit hinaus sind selbstverständlich die Belange der Arbeits- und Betriebssicherheit zu erfüllen und hinreichende Sicherheitsmaßnahmen gegenüber potentiellen Störfällen vorzusehen.

Ob im konkreten Einzelfall diese Voraussetzungen und Bedingungen gegeben sind, muß jeweils für diesen Einzelfall gesondert überprüft werden. Eine generelle, positive Allgemeinaussage ist nicht möglich.

Gegenüber einer Untertagedeponierung von Abfall- bzw. Reststoffen in anderen Gesteinsformationen (z.B. Salz) sowie der Nutzung von Grubenräumen anderer Bergbauzweige oder von eigens für die Deponierung hergestellten Kavernen weist die Verbringung der Materialien in die Hohlräume des Steinkohlentiefbaus einige Besonderheiten aufgrund der speziellen Gegebenheiten auf:

Bei der Nutzung der (temporären) Abbauhohlräume ist zwangsläufig die enge Kopplung zum Mineralgewinnungsbetrieb gegeben, eine Trennung von Kohlengewinnungs- und Einlagerungsbergwerk ist prinzipiell nicht

möglich. Bei sehr langfristiger Betrachtungsweise bis in die Größenordnung geologischer Zeiträume ist beim sedimentären Karbongestein mit erheblich größerer Stabilität als beim Salzgestein zu rechnen, das als langfristig äußerst mobil anzusehen ist aufgrund seiner plastischen Verformbarkeit. Dennoch ist - ähnlich wie bei einer Verbringung von Materialien in Salzformationen - aufgrund der speziellen Abläufe im Gefolge der Gewinnung, insbesondere bewirkt durch die Auswirkungen des nacheilenden Zusatzdrucks, mit einer vollständigen und allseitigen Umschließung des eingebrachten Materials zu rechnen, das hierdurch praktisch in den Gebirgskörper eingebaut wird. Insbesondere kann mit Sicherheit ausgeschlossen werden, daß sich - wie bei der Nutzung von Kavernen, Stollen oder Strecken in fast allen anderen Gesteinsformationen einschließlich der meisten Abbauhohlräume anderer Bergbauzweige zu erwarten - durch Schrumpfung oder ähnliche Vorgänge definierte Grenzflächen zwischen dem eingebrachten Material und dem ursprünglichen Gebirge ausbilden, die zu Wasserwegsamkeiten führen könnten.

Diese Besonderheiten treffen nicht zu auf die Hohlräume des allgemeinen Grubengebäudes (Schächte, Gesteinsstecken usw.) im Steinkohlenbergbau, die sich insofern nicht grundsätzlich von denen anderer Bergbauzweige unterscheiden.

IV. 6 Abschätzung der für die Untertageverbringung von Rest- oder Abfallstoffen verfügbaren Volumina

Allein schon aus wirtschaftlichen Gründen ist nicht davon auszugehen, daß in Steinkohlenformationen in der Bundesrepublik Deutschland für die Zwecke der Untertage-Verbringung von Rest- oder Abfallstoffen in nennenswertem Umfang eigens besondere Hohlräume erstellt werden. Diese würden gegenüber den durch den Betrieb eines Gewinnungsbergwerks entstehenden Grubenräumen keinerlei Vorteile aufweisen, vielmehr für die Verbringung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses sogar weniger gut geeignet sein, da sie ähnlich den Sohlenstrecken und (Blind-) Schächten zu beurteilen wären, was die gebirgsmechanischen Abläufe angeht (vgl. Abschnitte IV. 2.1).

Für die Verbringung von Rest- und Abfallstoffen ist daher zunächst von dem Hohlraumvolumen auszugehen, das aus dem Betrieb der Gewinnungsbergwerke resultiert. Dabei muß unterschieden werden nach Volumina, die für eine Verbringung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses zur Verfügung stehen, und solchen, die in der Regel nur für eine immissionsneutrale Ablagerung genutzt werden können.

Für die Verbringung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses kommen nach den Ausführungen in Abschnitt IV. 4.3 unter bestimmten Voraussetzungen die beim Kohleabbau im Strebbetrieb entstehenden temporären Abbauhohlräume und eingeschränkt die Abbaubegleitstrecken, die in der Regel ebenfalls nur bis zur Beendigung des Abbaus in den jeweiligen Bauhöhen offen gehalten werden, in Betracht. Das bedeutet, daß grundsätzlich immer nur soviel Volumen verfügbar ist, wie zeitgleich mit dem Einlagerungsbetrieb durch die Gewinnung selbst entsteht, eine Nutzungsmöglichkeit alter, aus zurückliegender Zeit stammender Grubenräume ist also nicht gegeben.

Die Steinkohlenförderung in der Bundesrepublik Deutschland betrug im Jahre 1989 rd. 73 Mio. t, für die Zukunft ist entsprechend dem Trend der zurückliegenden Jahre und der sich abzeichnenden Absatzentwicklung mit einem weiteren Absinken auf (mittelfristig) etwa 60 Mio. t/a zu rechnen. Von diesen 60 Mio. t/a entfällt schätzungsweise größenordnungsmäßig ein Drittel auf Flöze in solchen Gesteinsschichten (im Ruhrgebiet im mittle-

ren Schichtenpaket des Oberkarbons), die nach den Ausführungen in Abschnitt IV. 4.3.1 für eine Verbringung von Abfall- oder Reststoffen nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses geeignet sind. Die hierfür zu erfüllenden Voraussetzungen sind jedoch nur in bestimmten, lokal begrenzten Bereichen gegeben, bei konservativer Schätzung in nicht mehr als einem Drittel aller Fälle.

Unter Berücksichtigung der Gewinnungsverluste, des Bergemittelanteils und Hangendnachfalles im Streb sowie des Anteiles der Kohlenförderung aus den Abbaustrecken läßt sich demnach ein durch den Abbau entstehender und für die Deponierung geeigneter Hohlraum von 6.67 Mio. m^3/a abschätzen[1)], von dem jedoch, bedingt durch Vorkonvergenz und -absenkung der Hangendpartien beim Hereinbrechen der Dachschichten, nur weniger als die Hälfte zur Aufnahme von einzubringenden Abfall oder Reststoffen zur Verfügung steht. Rechnet man unter Abzug von Streckenbegleitdämmen usw. mit einem "Versatzfaktor" von 30 %, so ergibt sich schließlich ein wirklich nutzbares Volumen in den Abbauhohlräumen von etwa 2 Millionen m^3 je Jahr.

An Abbaubegleitstrecken wurden im deutschen Steinkohlenbergbau im Jahre 1988 insgesamt rund 300 km mit einem (niedrig geschätzten) mittleren Querschnitt von 15 m^2 aufgefahren. Mit den gleichen Annahmen hinsichtlich der Eignung der Gebirgsschichten und einem Ansatz von 50 % für den Volumenabgang durch Konvergenz, Abschlußdämme und das Verfüllen der Zwischenräume beim Einlagern von Gebinden ergibt sich hieraus ein verfügbares Volumen von 250.000 m^3 je Jahr.

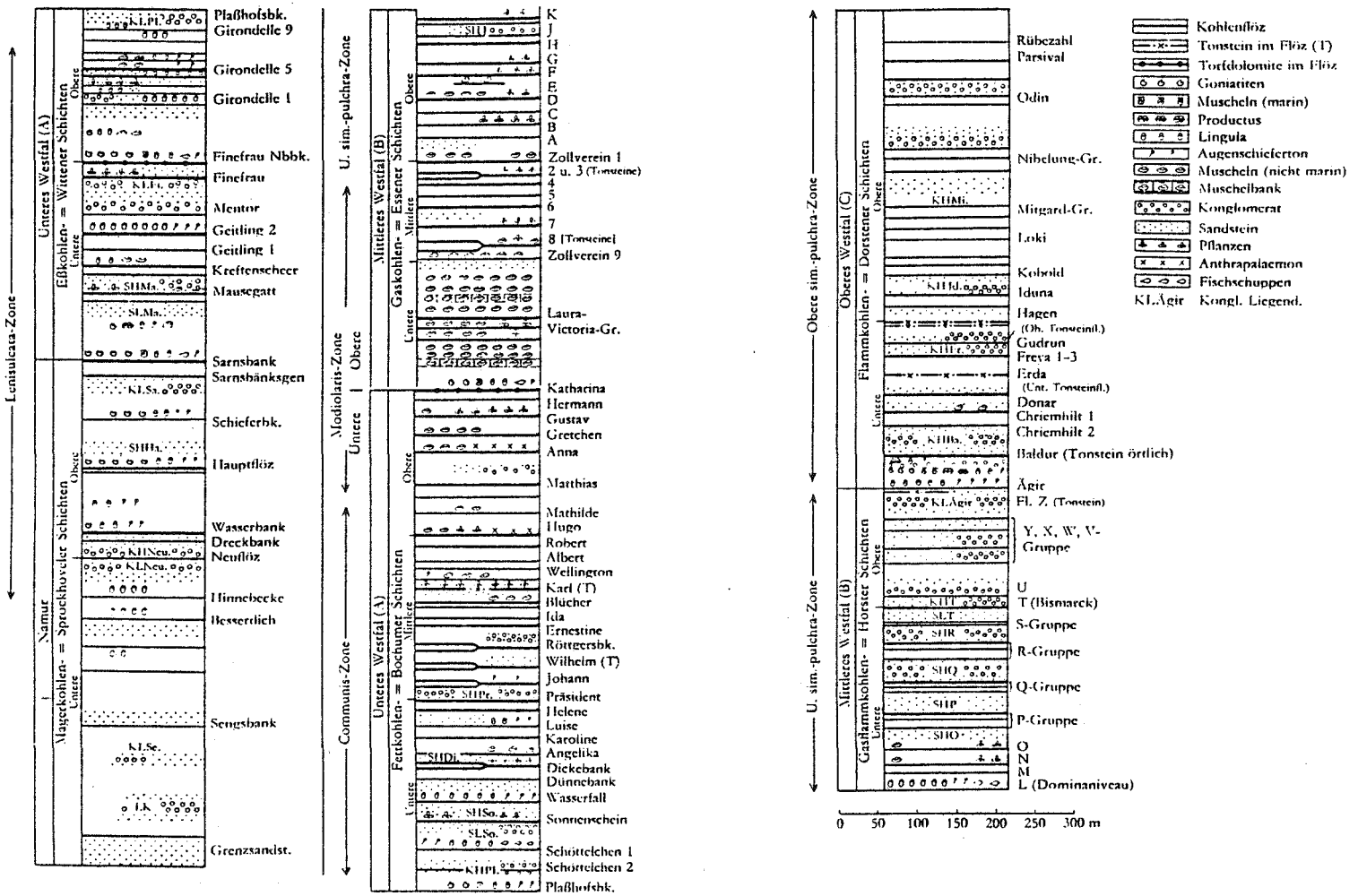
Vergleicht man diese eher konservativ geschätzten Werte mit dem in Abschnitt I.4.3.5.3 global größenordnungsmäßig abgeschätzten Mengenanfall an für diese Art der Verbringung in Betracht zu ziehenden Materialien (ca. 2.5 bis 3 Mio. t/a), so wird deutlich, daß es sich bei diesem Weg der Verbringung von Rest- und Abfallstoffen nicht nur um eine theoretische Möglichkeit handelt, sondern daß auf diese Weise ein spürbarer Beitrag zur Bewältigung der Entsorgungsproblematik erwartet werden kann.

---

1) 33 1/3 % von 33 1/3 % der erwarteten verwertbaren Förderung, Ausbringensfaktor 1 t/m^3 anstehende Kohle.

Für die immissionsneutrale Ablagerung von Rest- und Abfallstoffen stehen prinzipiell alle vorhandenen und neu entstehenden Grubenräume des Steinkohlenbergbaus zur Verfügung, wobei allerdings je nach der stofflichen Beschaffenheit der zu verbringenden Materialien hinsichtlich des zu erwartenden Milieus des Deponieumfeldes zu differenzieren ist. Nach den obigen Ausführungen speziell in Abschnitt IV. 4.2 sollte eine Verbringung von Sonderabfällen nach dem Prinzip der immissionsneutralen Ablagerung vorzugsweise in die tieferen Stockwerke des steinkohleführenden Gebirges erfolgen, d.h. in die Schichten, in denen nach einem späteren Wiederanstieg der Grubenwässer nach Einstellung der Wasserhaltung mit dem Vorhandensein hochchloridbelasteter Tiefenwässer zu rechnen ist.

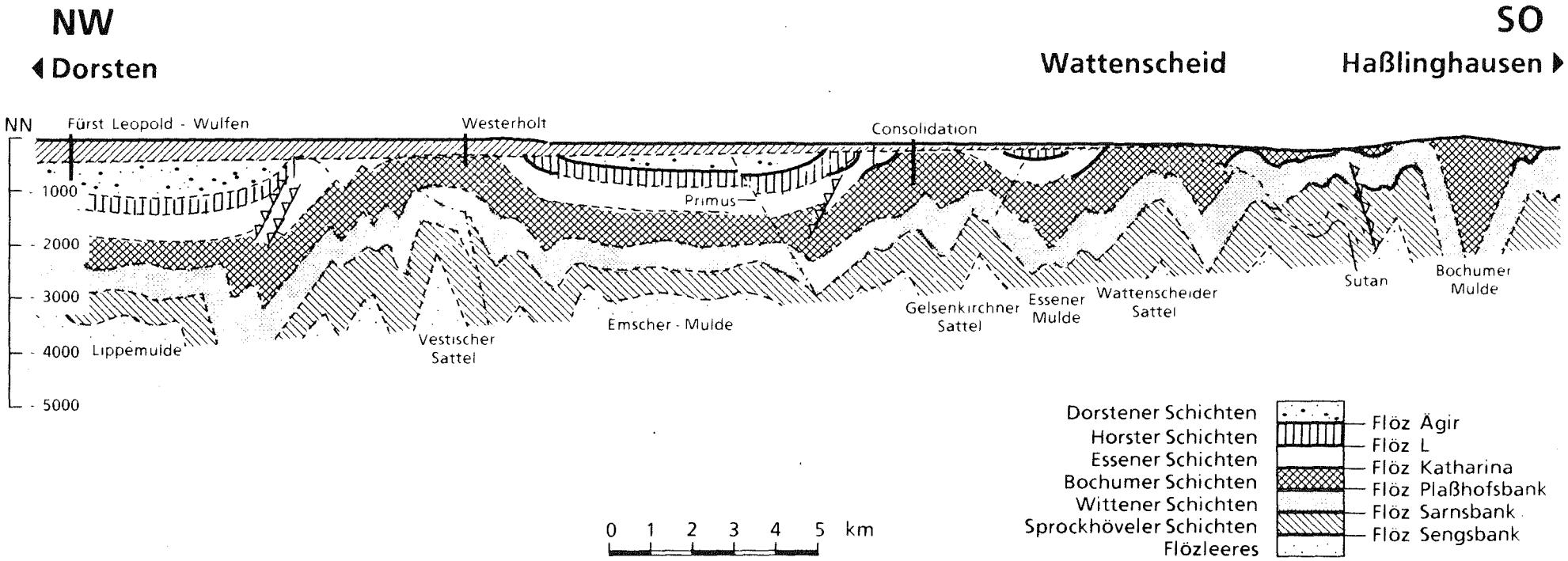
Geht man unter Vernachlässigung aller bereits vorhandenen Räume davon aus, daß wenigstens die Hälfte aller neu aufgefahrenen Grubenbaue in diesem Bereich liegt (mit in Zukunft bei der Verlagerung des Bergbaus nach Norden und in größere Teufen steigender Tendenz), so ergeben sich aus einer jährlichen Auffahrung von rund 380 km an Aus- und Vorrichtungsgrubenbauen (einschließlich Abbaubegleitstrecken) mit durchschnittlich wiederum niedrig zu 15 m^2 angesetztem nutzbaren Querschnitt Volumina in einer Größenordnung von 2,5 Mio. m^3 bzw., wenn alle für die Deponierung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses nutzbaren Strecken auch hierfür wirklich verwendet werden, von immerhin noch deutlich über 2 Mio. m^3. Auch im Bereich der immissionsneutralen Einlagerung von Sonderabfällen erscheint damit ein deutlicher Beitrag des Steinkohlenbergbaus zur Bewältigung der Ablagerungsproblematik als möglich.



Normalschichtenfolge des niederrheinisch - westfälischen Oberkarbons

n. Kukuk u. Hahne (1983)

IV. 1/1

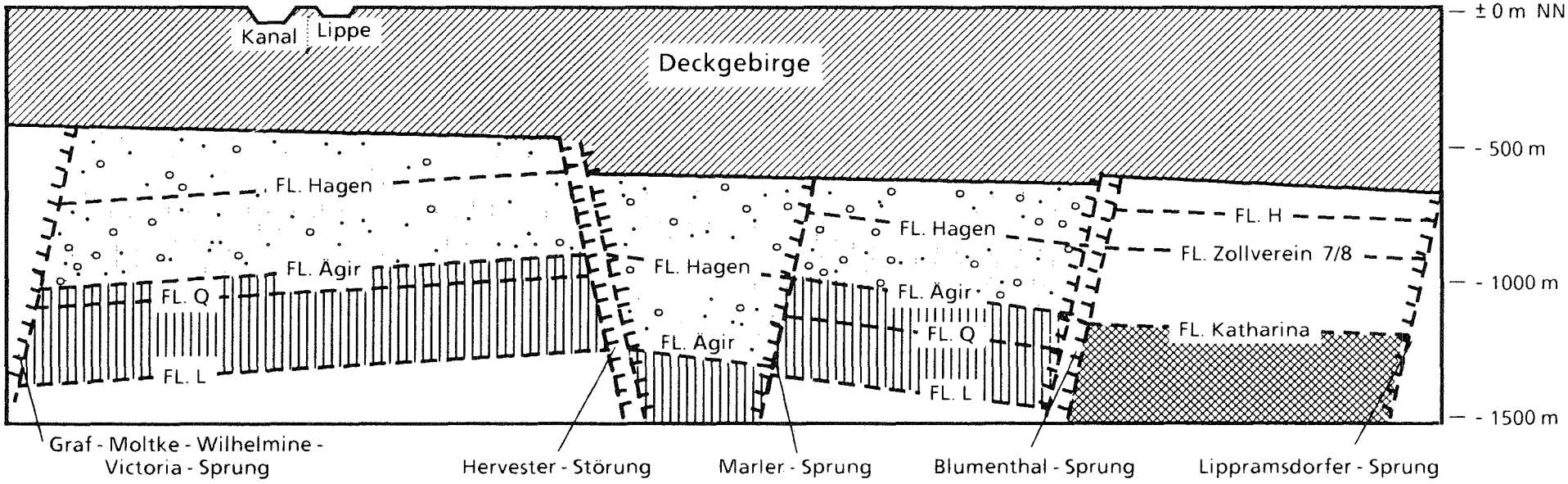


Sattel - und Muldenstruktur des Ruhrkarbons

n. Reuther (schematisch)

IV. 1/2

SÜDWESTEN NORDOSTEN

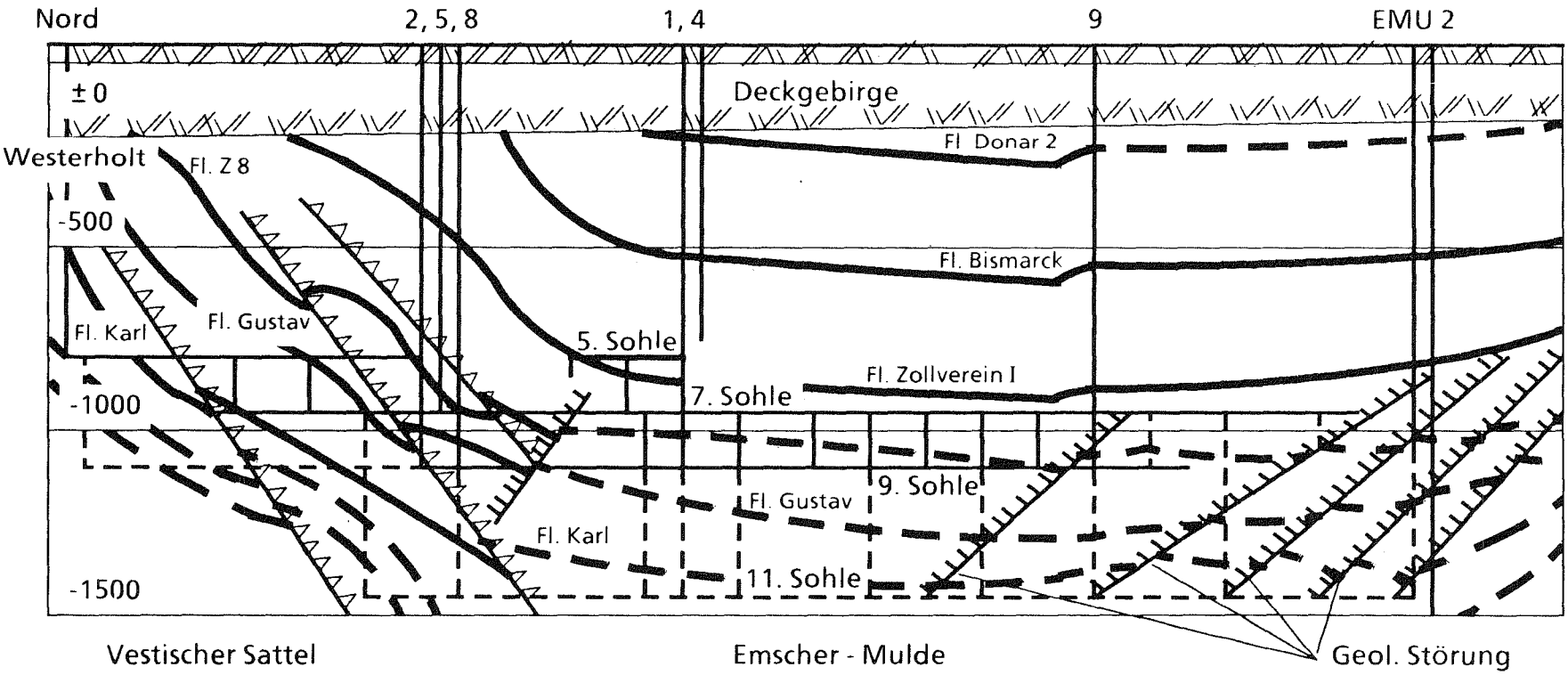


Horst - und Grabenstruktur des Ruhrkarbons am Beispiel der Lagerstätte des Bergwerks Fürst Leopold/Wulfen (nach RAG)

IV. 1/3

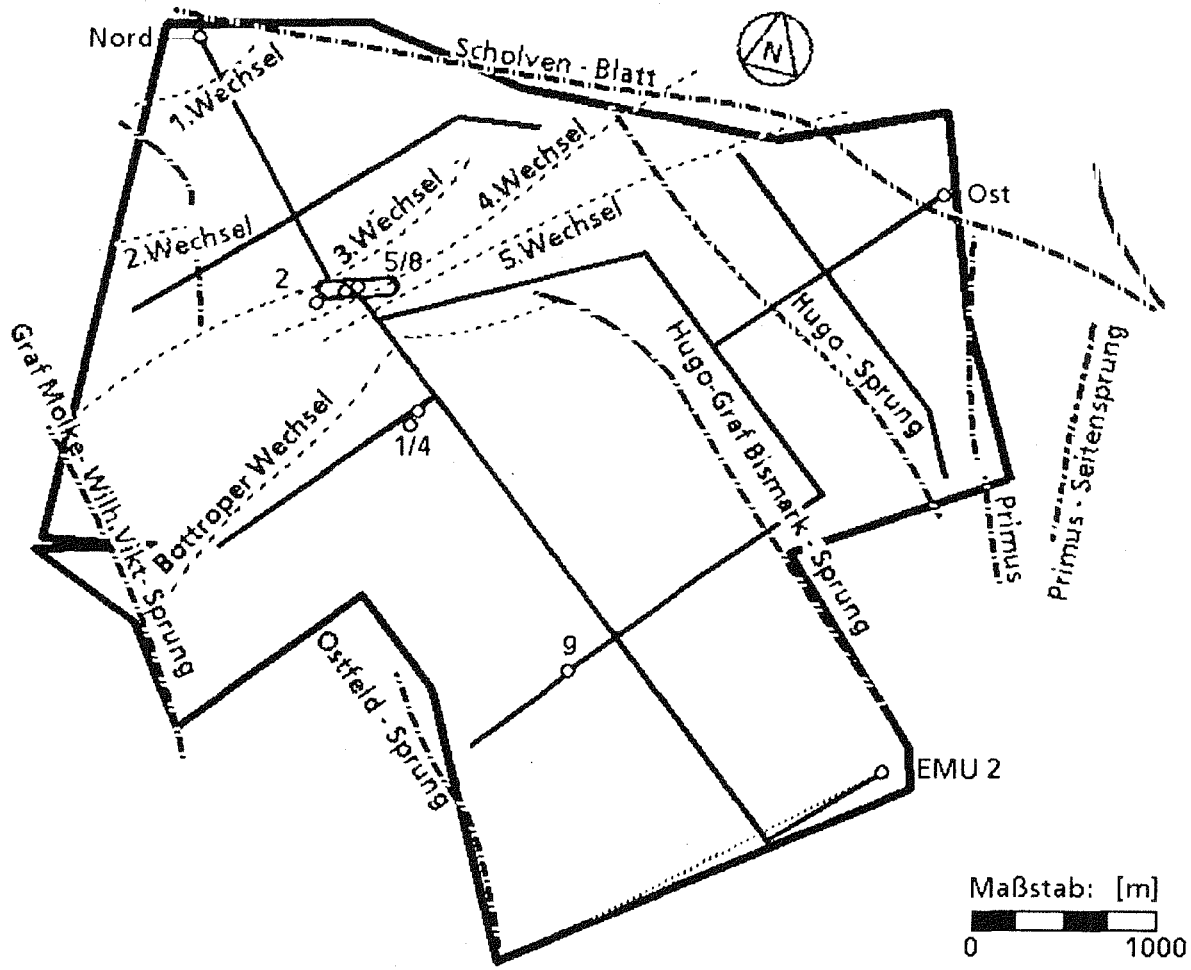
Norden

Süden



Schematischer Schnitt durch die Lagerstätte des Bergwerks Hugo (nach RAG)

IV. 1/4



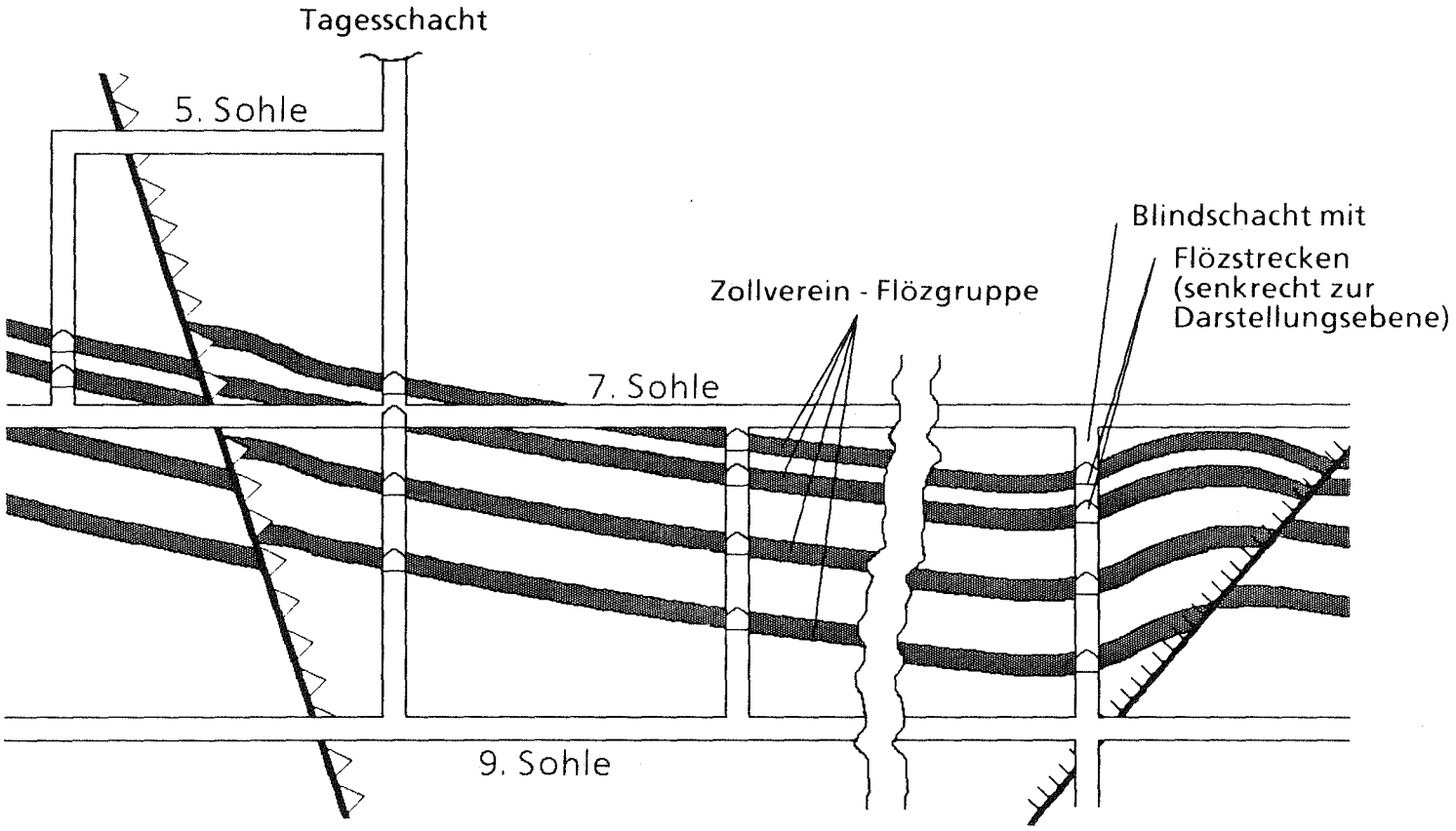
Legende :

Sohlen - streckennetz

Tagesschächte

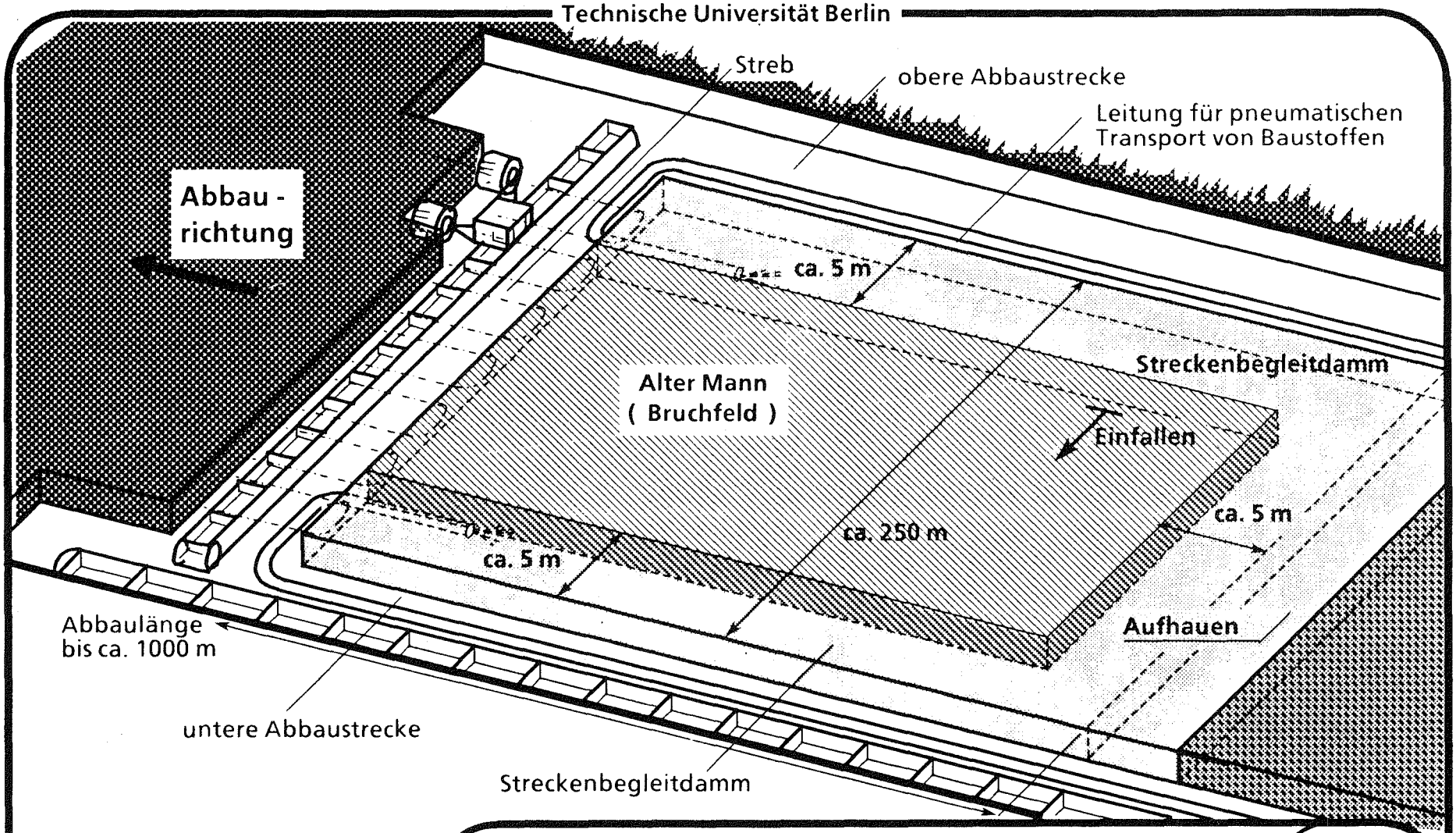
Steinkohlenbergwerk Hugo
Sohlenstreckennetz / schematisch (nach RAG)

IV. 1/5



Schnitt durch die Lagerstätte des Bergwerks Hugo (Ausschnitt, schematisch)

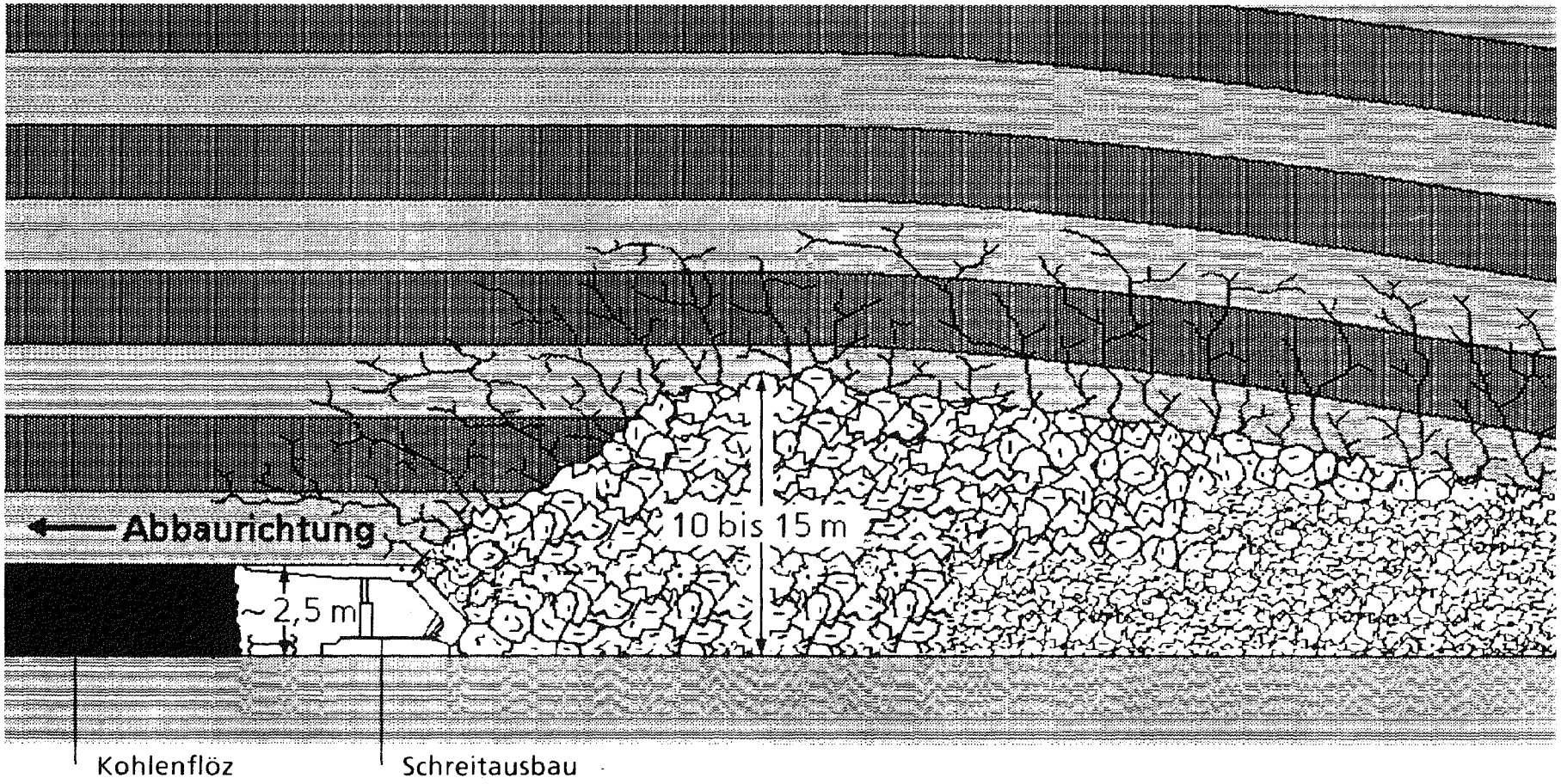
IV. 1/6



Kohlengewinnung im Langfrontbau

- Strebbetrieb -

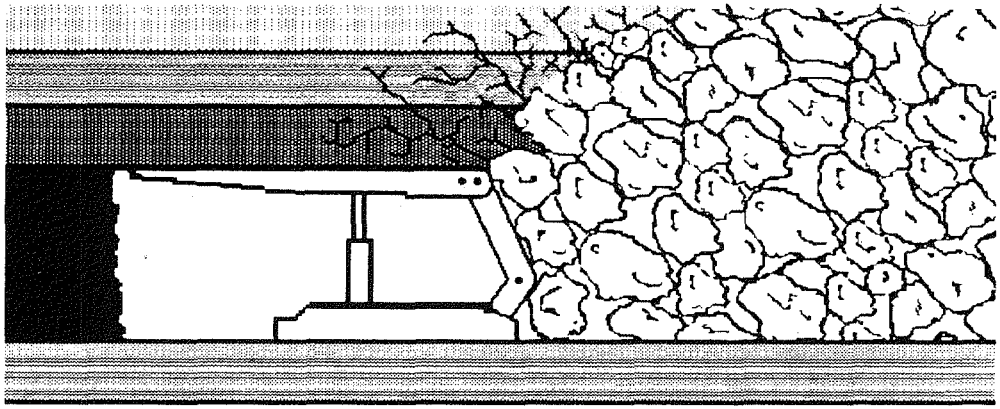
IV. 1/7



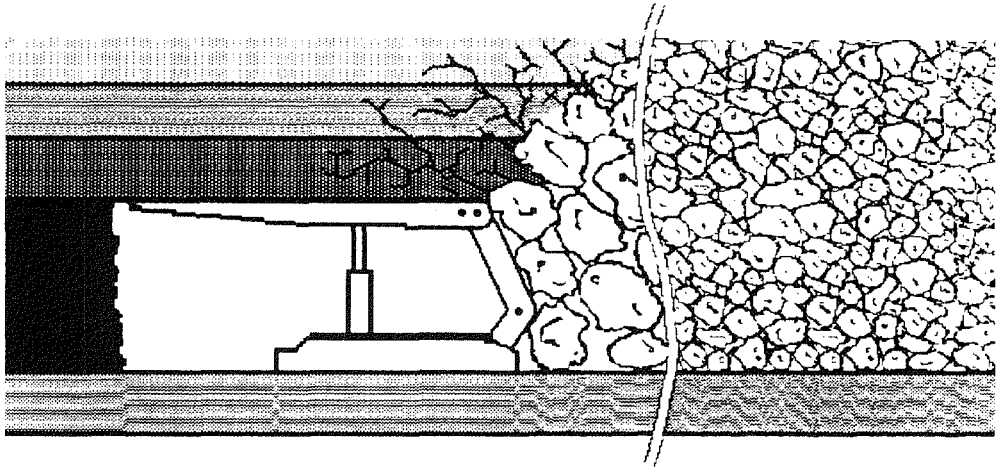
Strebbetrieb: Kohlengewinnung m. Selbstversatz

- Seitenansicht -

IV. 1/8



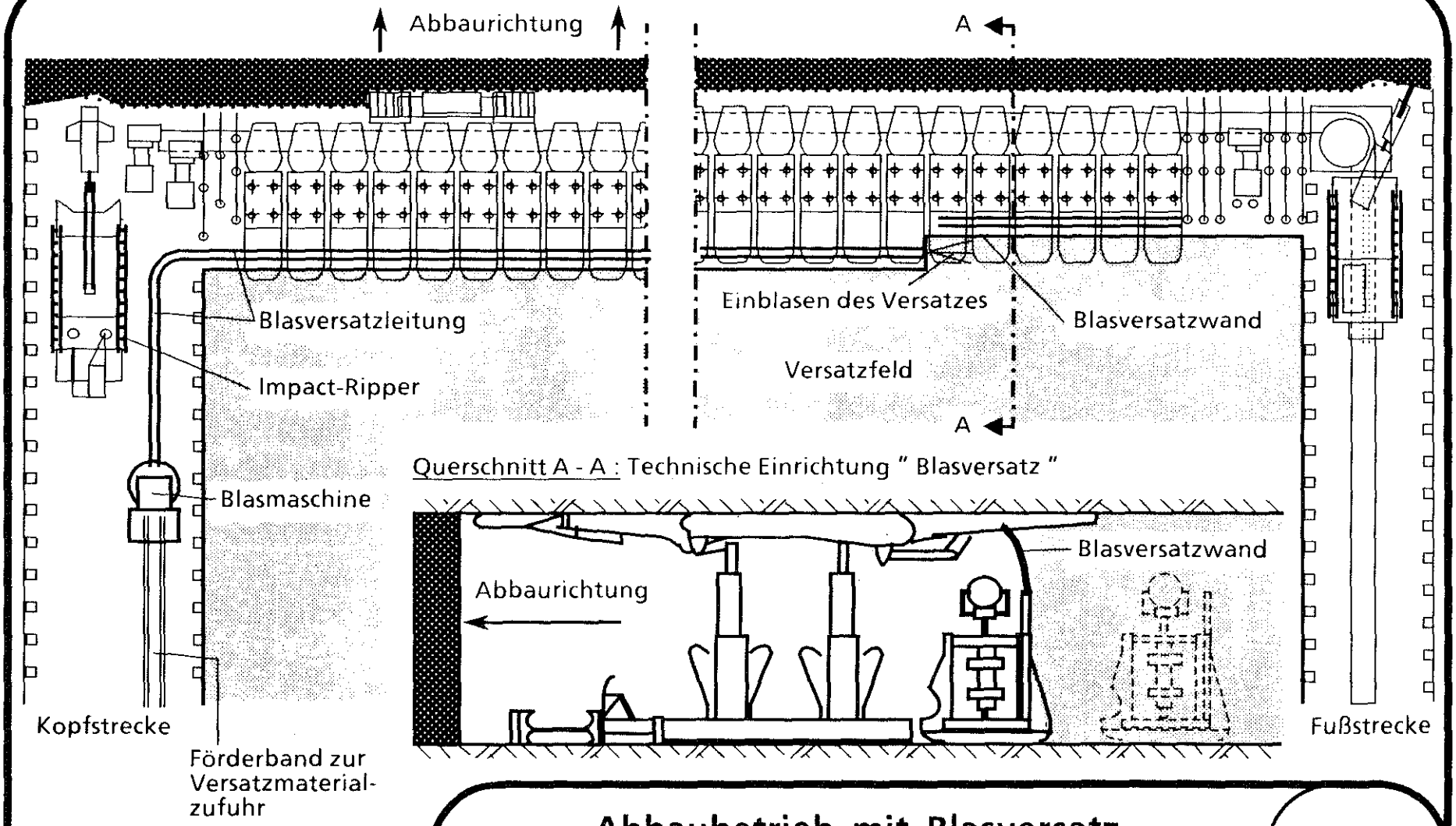
grobstückig, geringe Berührungsflächen / -linien, viel Porenraum



kleinstückig, mehr Berührungsflächen / -linien, weniger Porenraum

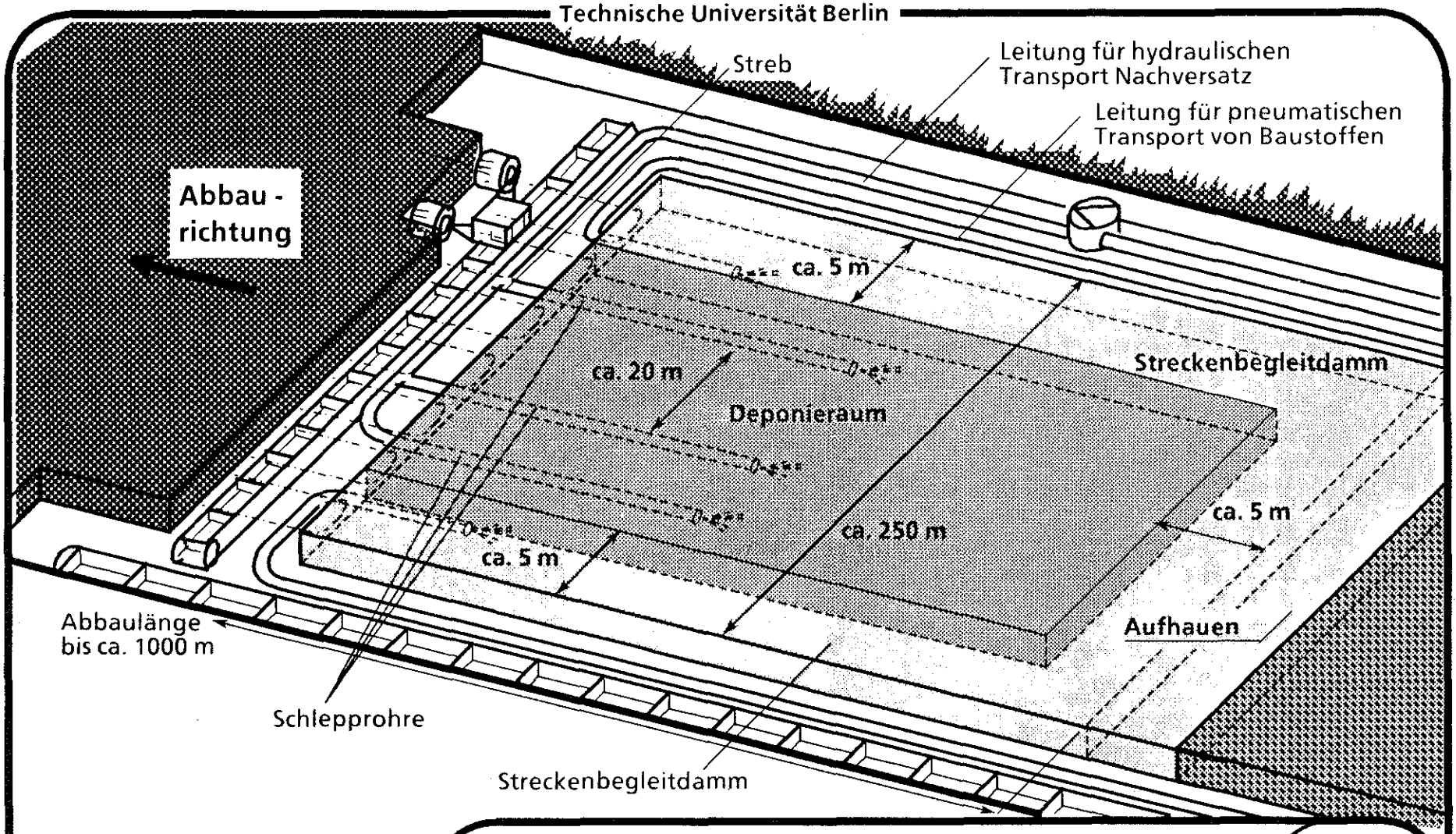
Kompaktierung des Selbstversatzes

IV. 1/9



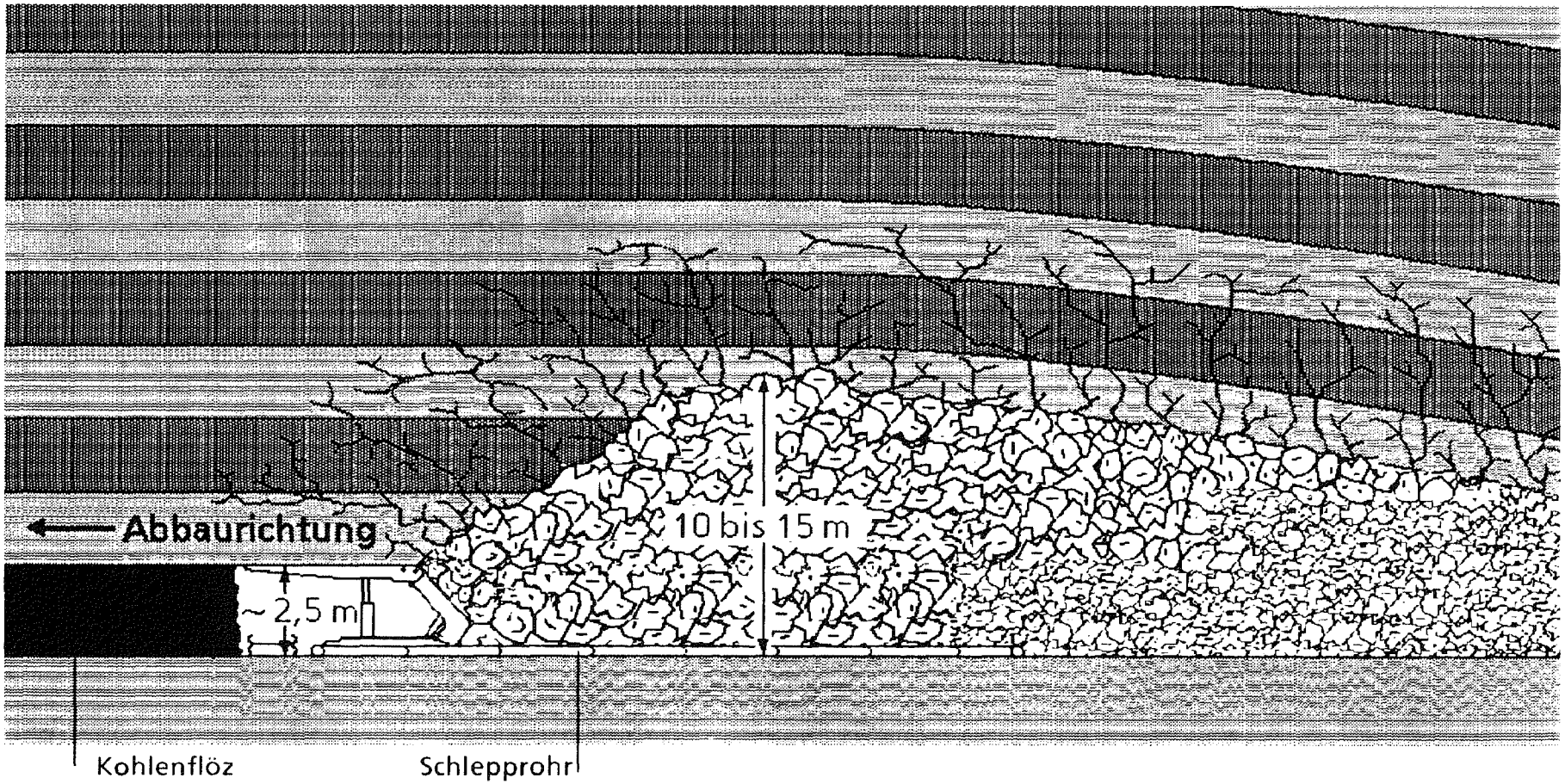
Abbaubetrieb mit Blasversatz System "Hugo" (schematisch)

IV. 1/10



Strebbetrieb mit hydraulischem Nachversetzen

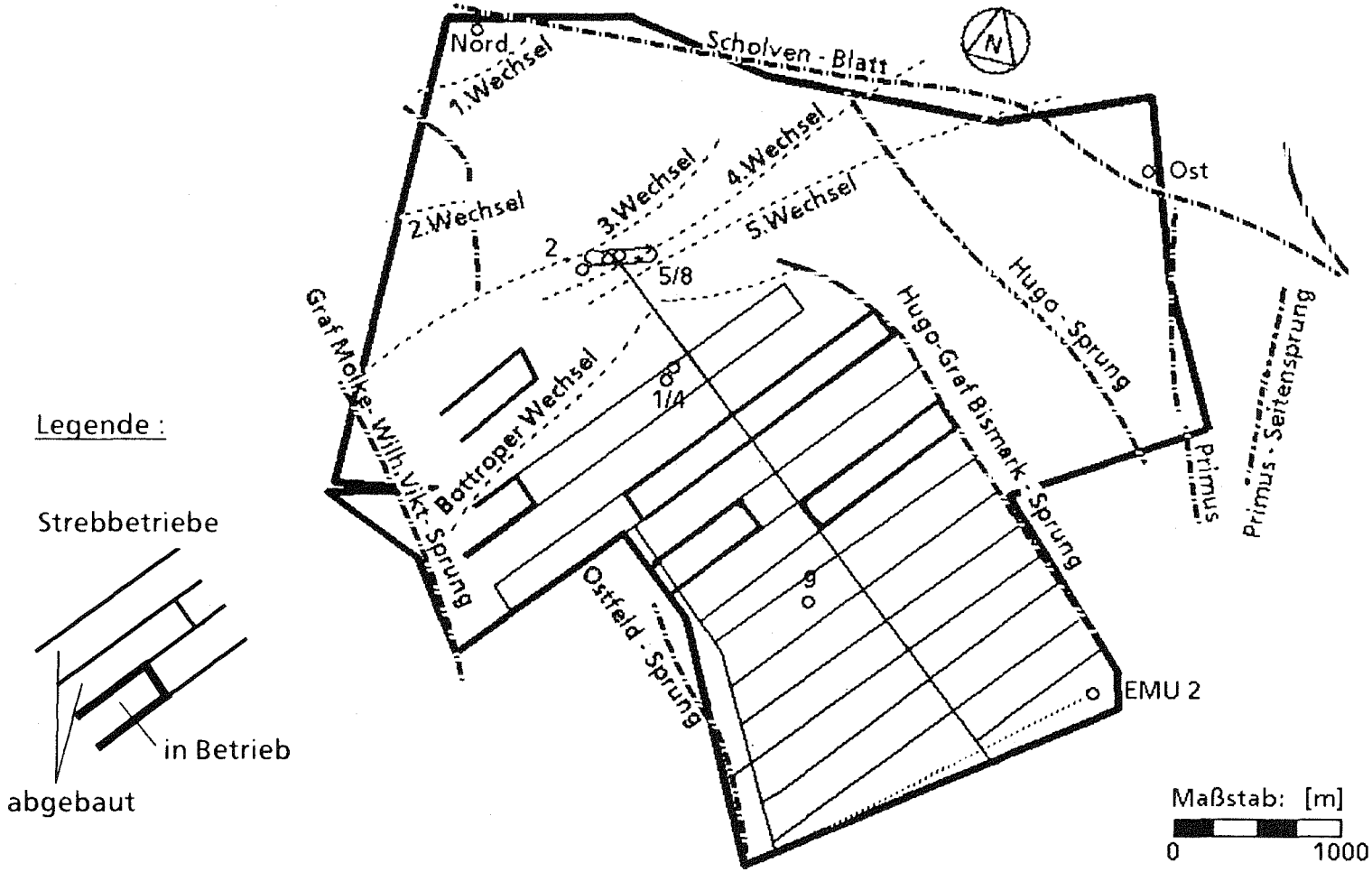
IV. 1/11



Strebbetrieb: Hydraulisches Nachversetzen

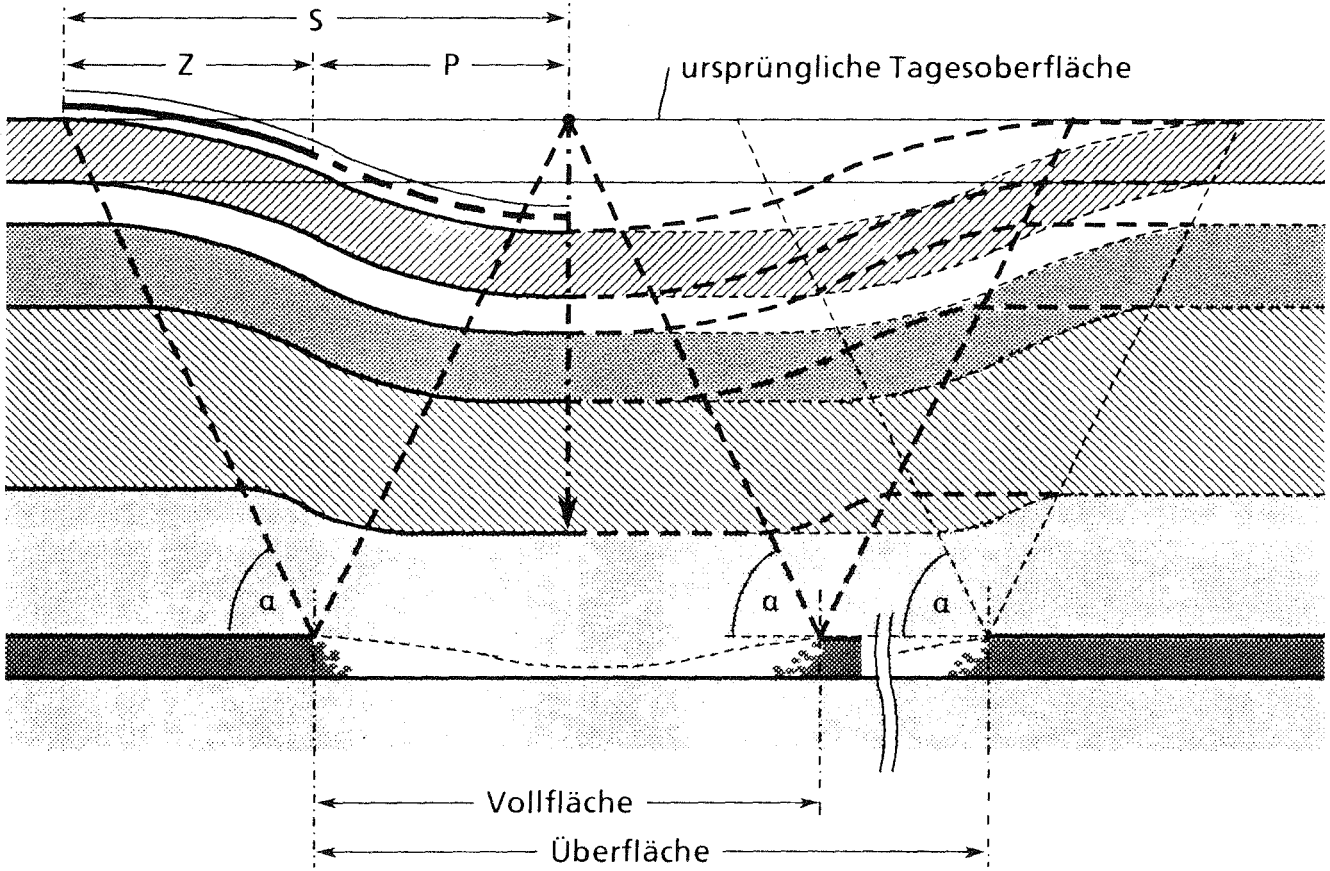
- Seitenansicht -

IV. 1/12



Steinkohlenbergwerk Hugo
Laufende / geplante Abbaubetriebe (schematisch)

IV. 1/13



Legende :

Z = Zerrungszone

S = Schiefstellung

P = Pressungszone

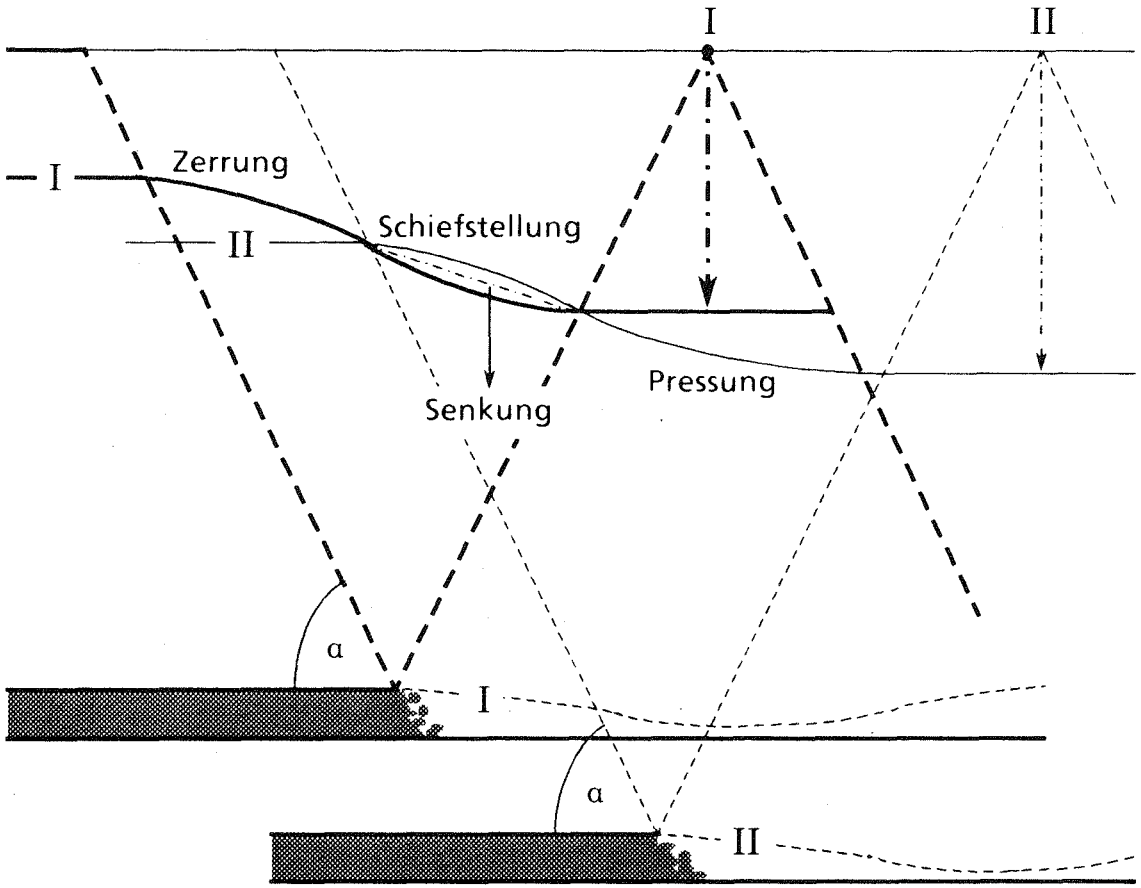
Senkungsmulde des Vollflächenabbaus ist mit — — Linienverlauf gekennzeichnet.

Senkungsmulde des Überflächenabbaus ist mit ---- Linienverlauf gekennzeichnet.

α = Grenzwinkel des Einwirkungsbereiches

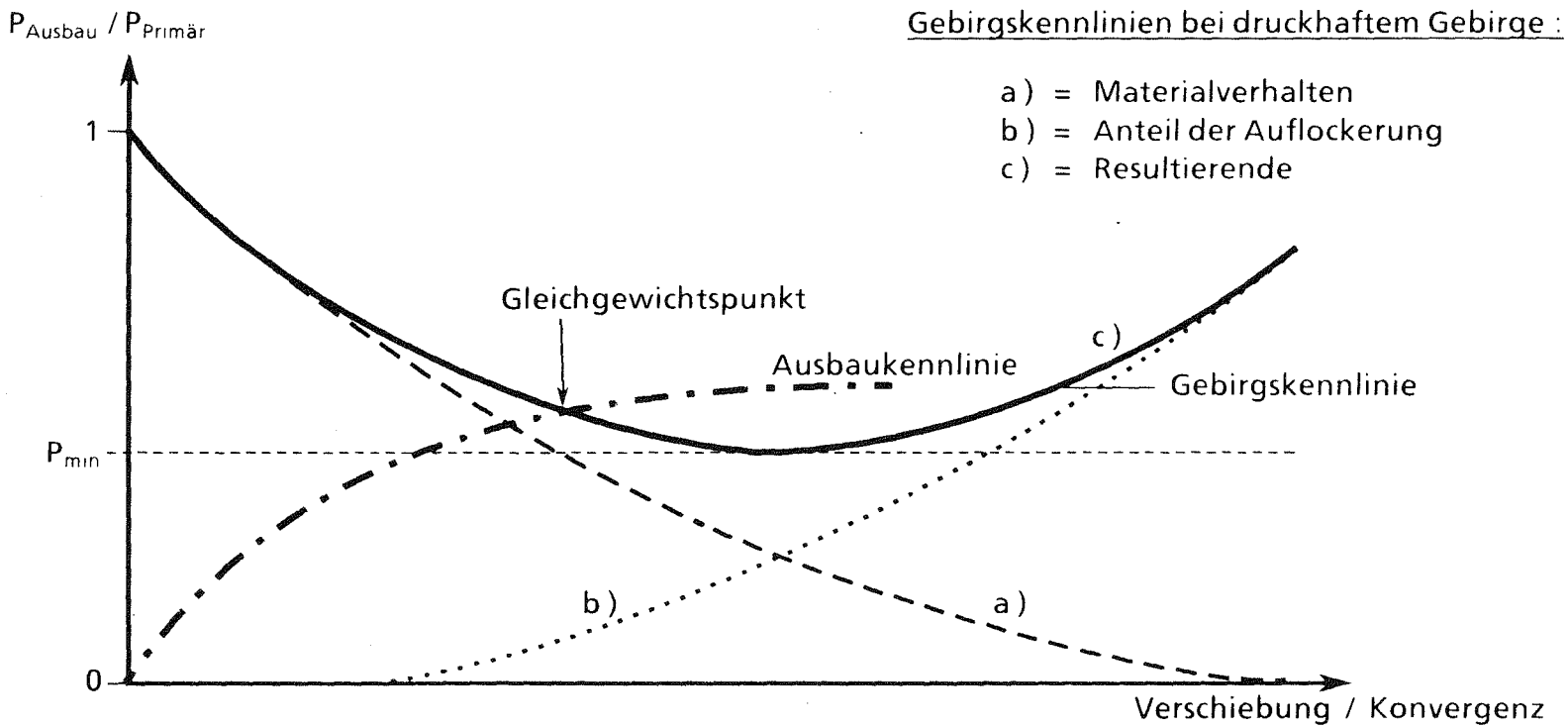
Einwirkungsbereich des Abbaus

IV. 1/14



Harmonische Abbauführung

IV. 1/15



Gebirgskennlinien bei druckhaftem Gebirge :

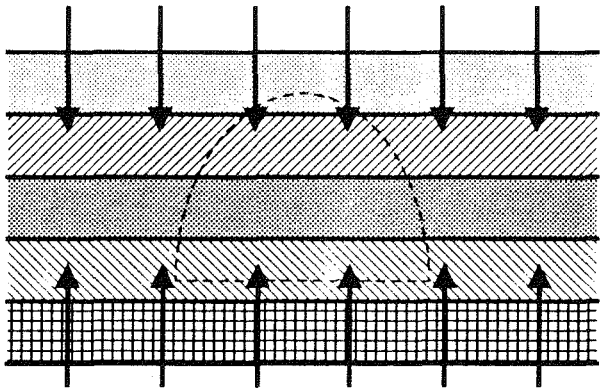
a) = Materialverhalten
b) = Anteil der Auflockerung
c) = Resultierende

Gebirgskennlinien und Ausbaukennlinie

n. Pacher (schematisch)

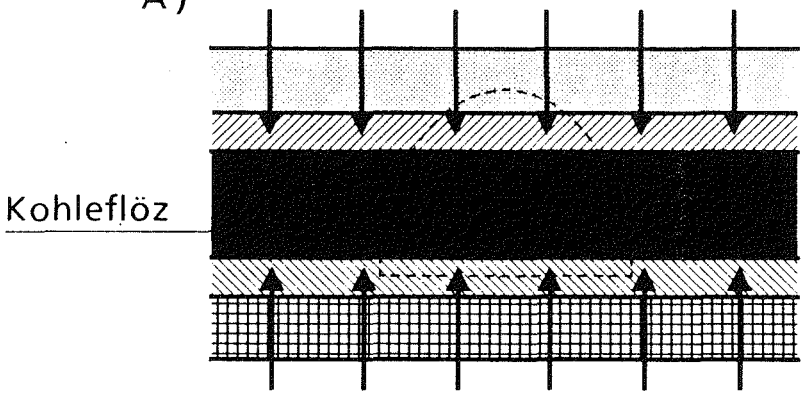
IV. 2/1

A)



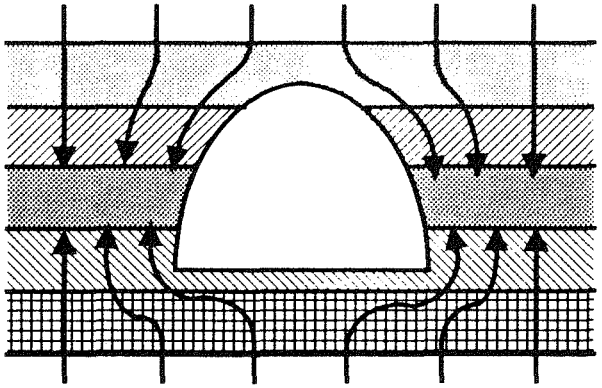
Gesteinsstrecke

A)

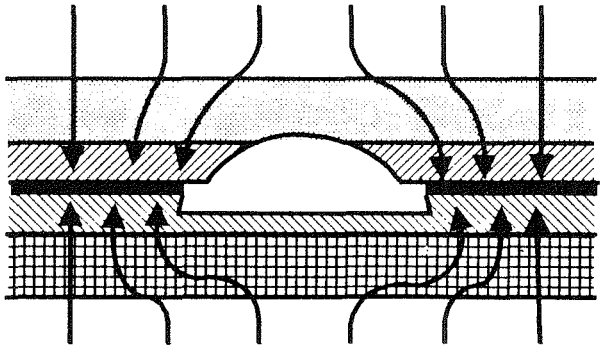


Abbaubegleitstrecke

B)

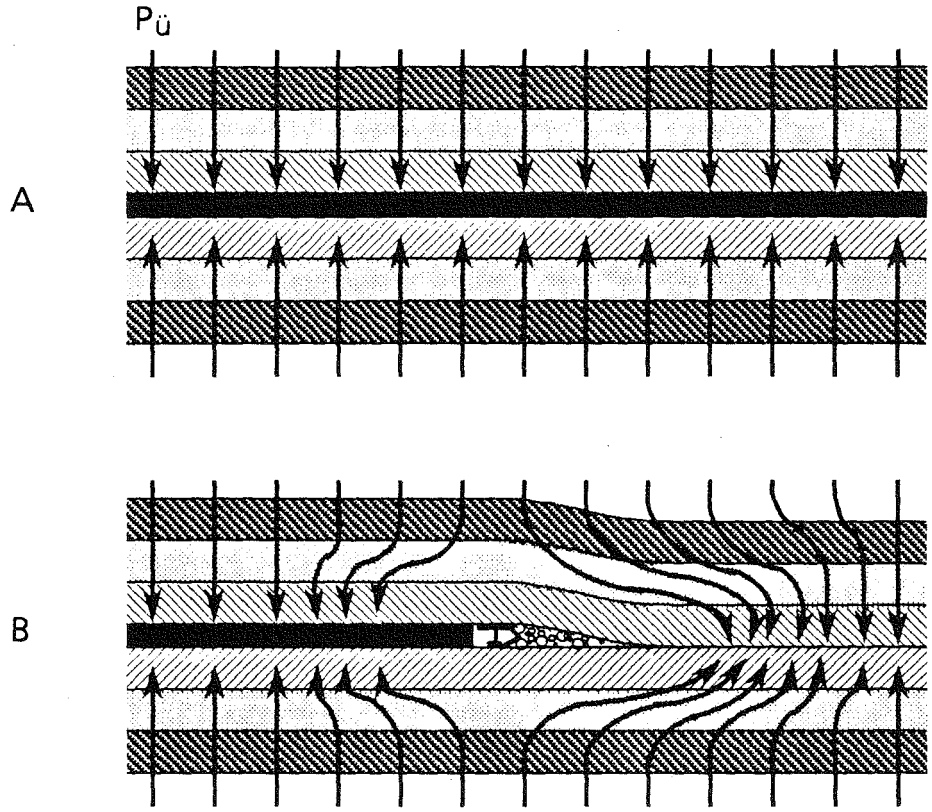


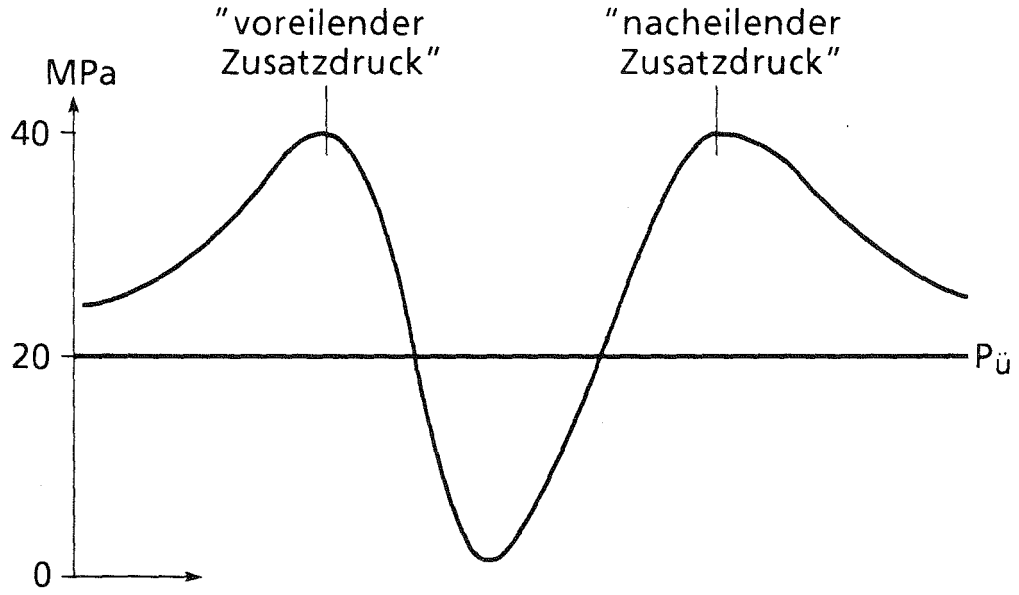
B)



Gebirgsdruckauswirkung bei einer Gesteins- bzw. Abbaubegleitstrecke (schematisch / vereinfacht)

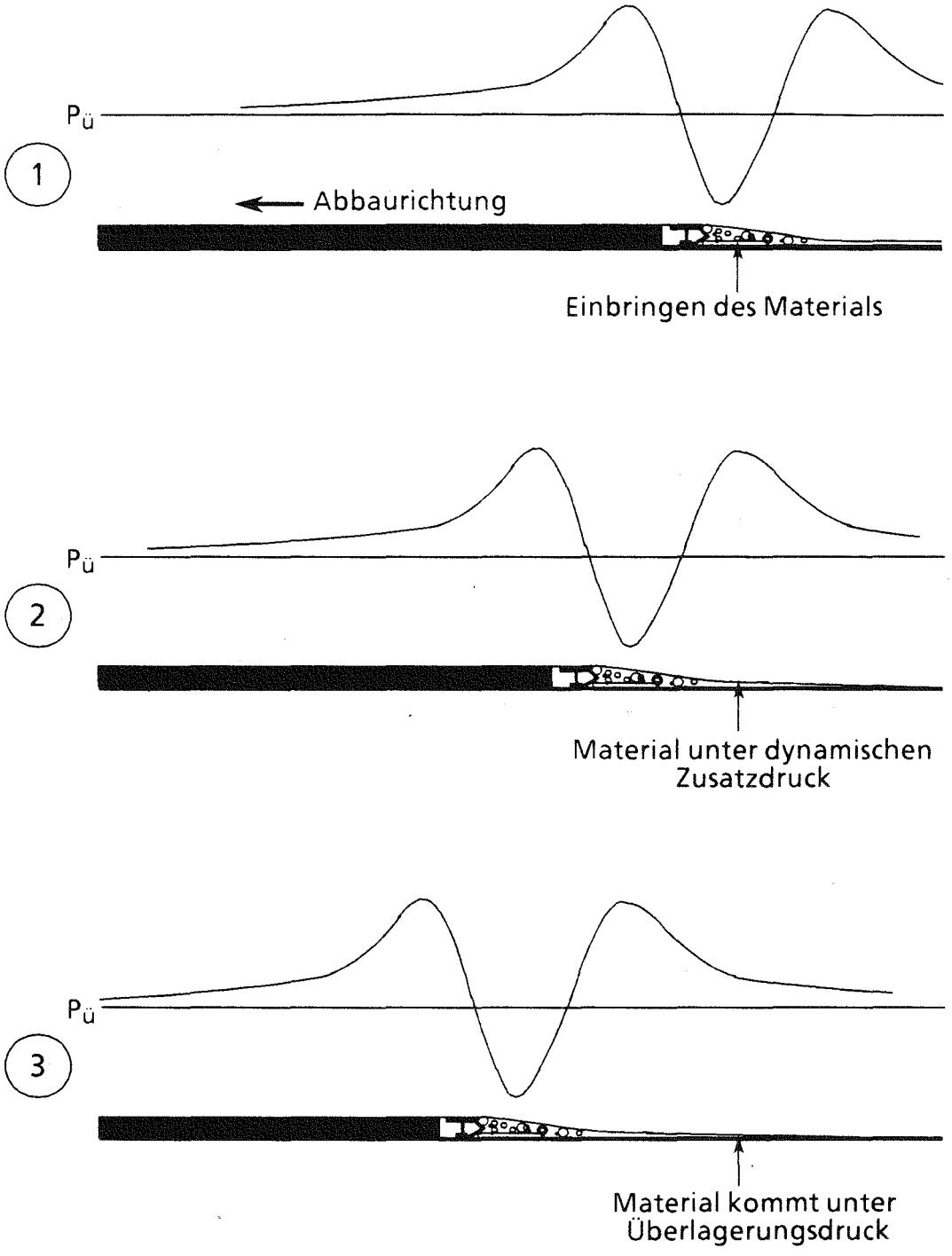
IV. 2/2





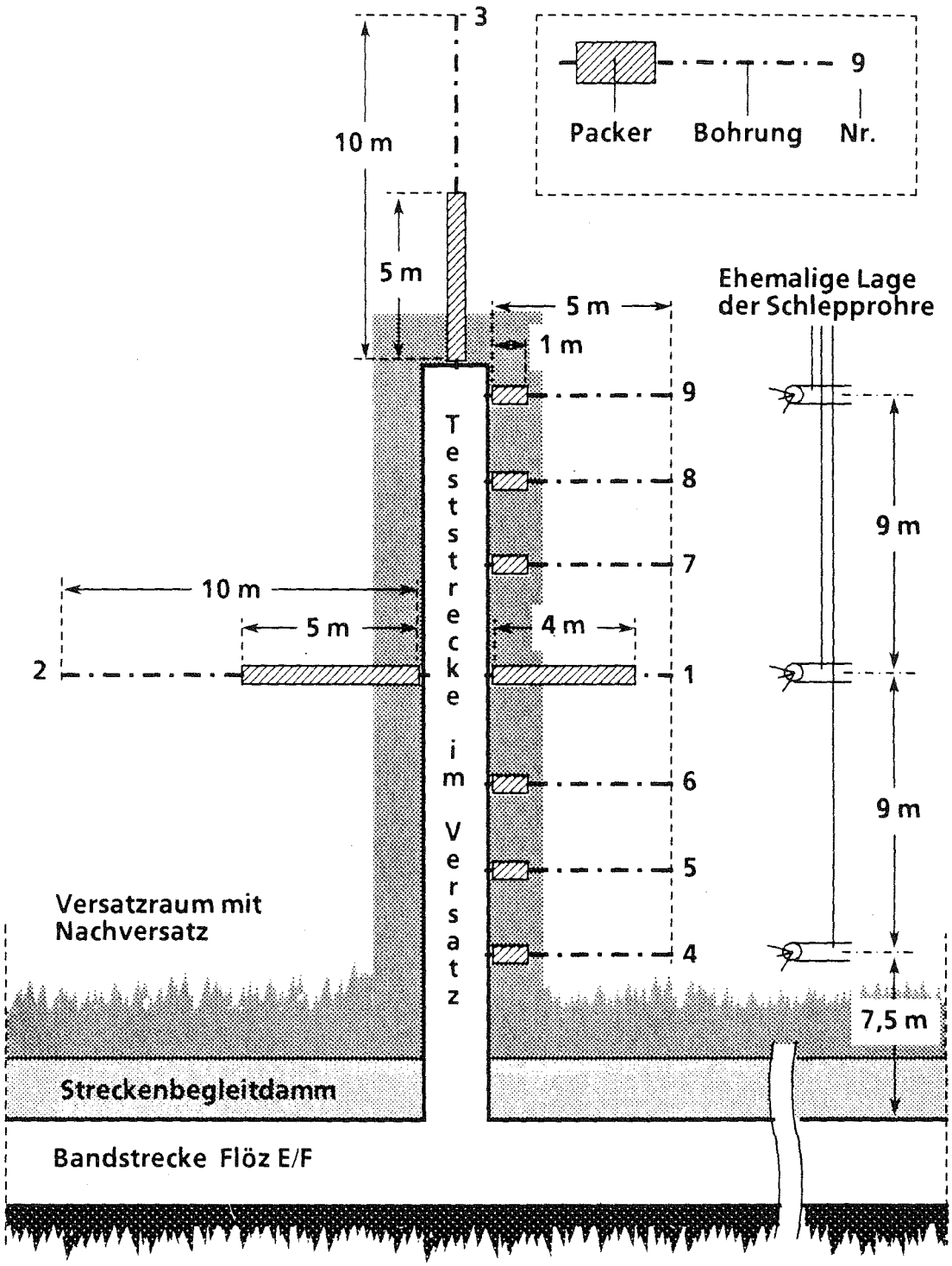
Erhöhter (dynamischer) Gebirgsdruck bei Strebbau

IV. 2/3



Dynamischer Gebirgsdruck bei fortschreitendem Abbau

IV. 2/4



Abdrückversuche im nachversetztem Bereich
Bergwerk Walsum Flöz E/F (nach RAG)

IV. 2/5

Meßergebnisse:

Bohrung 1:

Druckbeaufschlagung je Stufe 10 min

Test 1:	Druckstufe [bar]	0,5	1.0	2.0	1.0	0,5
	Wasseraufnahme [l]	0	0	0	0	0
Test 2:	Druckstufe [bar]	2	4	8	4	2
	Wasseraufnahme [l]	0	0	0	0	0

Bohrung 2:

Druckbeaufschlagung je Stufe 5 min

Test 1:	Druckstufe [bar]	0,5	1.0	2.0	1.0	0,5
	Wasseraufnahme [l]	0	0	0	0	0
Test 2:	Druckstufe [bar]	2	4	8	4	2
	Wasseraufnahme [l]	0	0	0	~ 0,2	0

Bohrung 3:

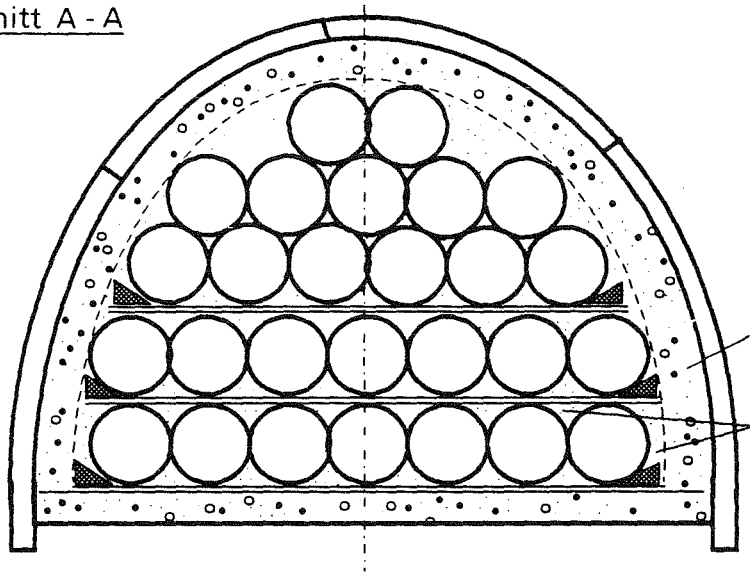
Druckbeaufschlagung je Stufe 5 min

	Druckstufe [bar]	2	4	8	4	2
	Wasseraufnahme [l]	~ 0,1	~ 0,1	0	0	0

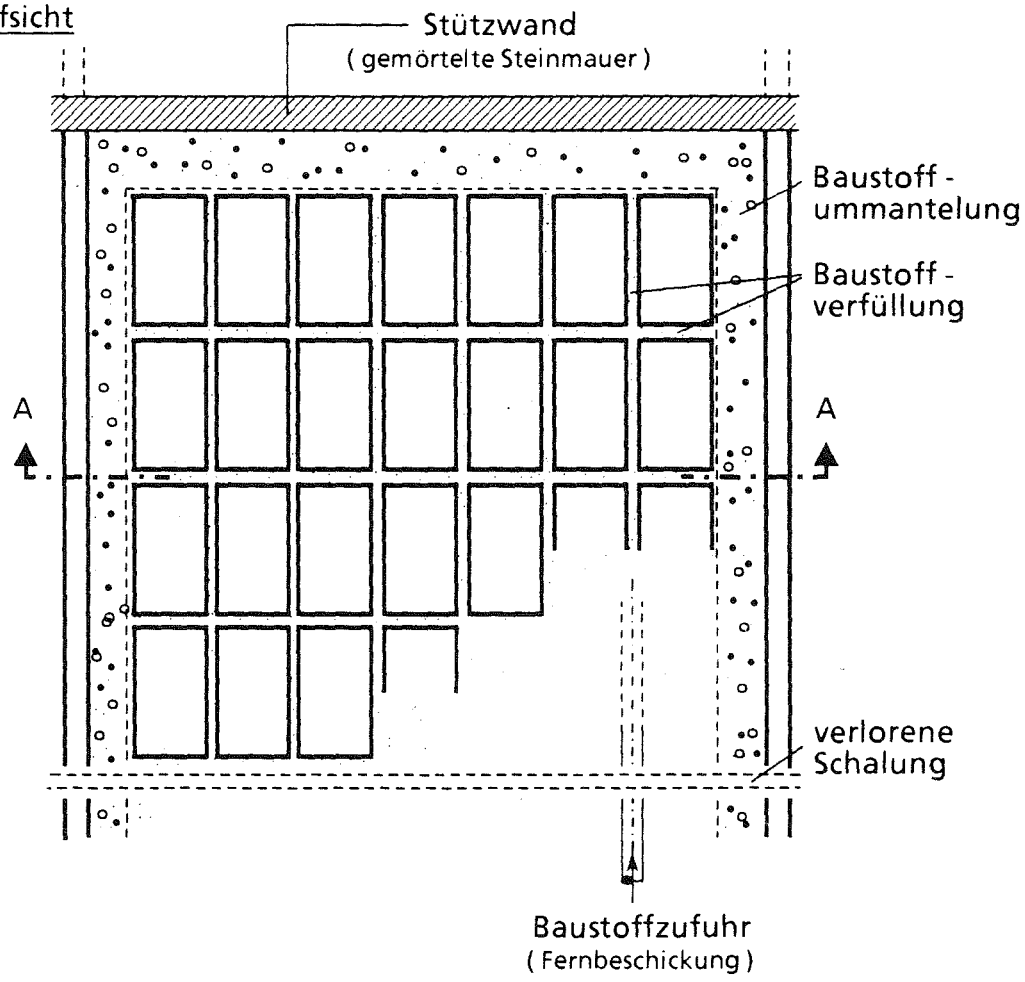
Bohrung 6 und 7:

Bei Beaufschlagung mit 2 bar nach 2 Minuten Umläufigkeit am Packer.
Einstellung der Messungen

Querschnitt A - A



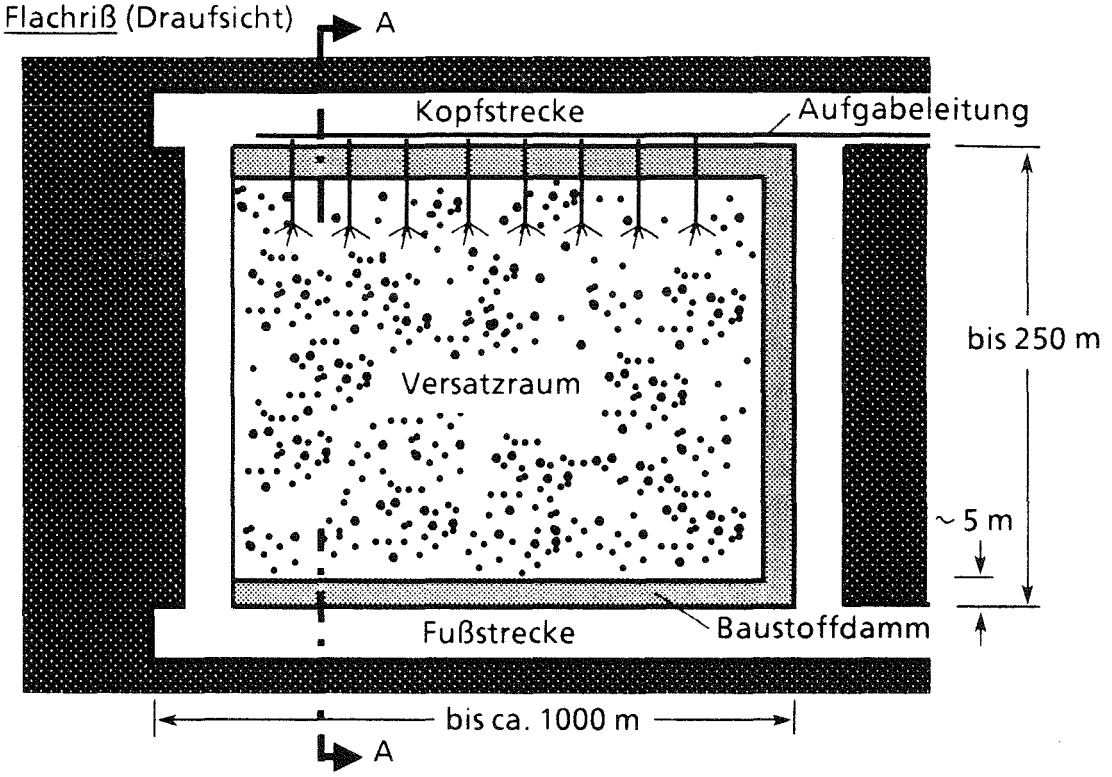
Draufsicht



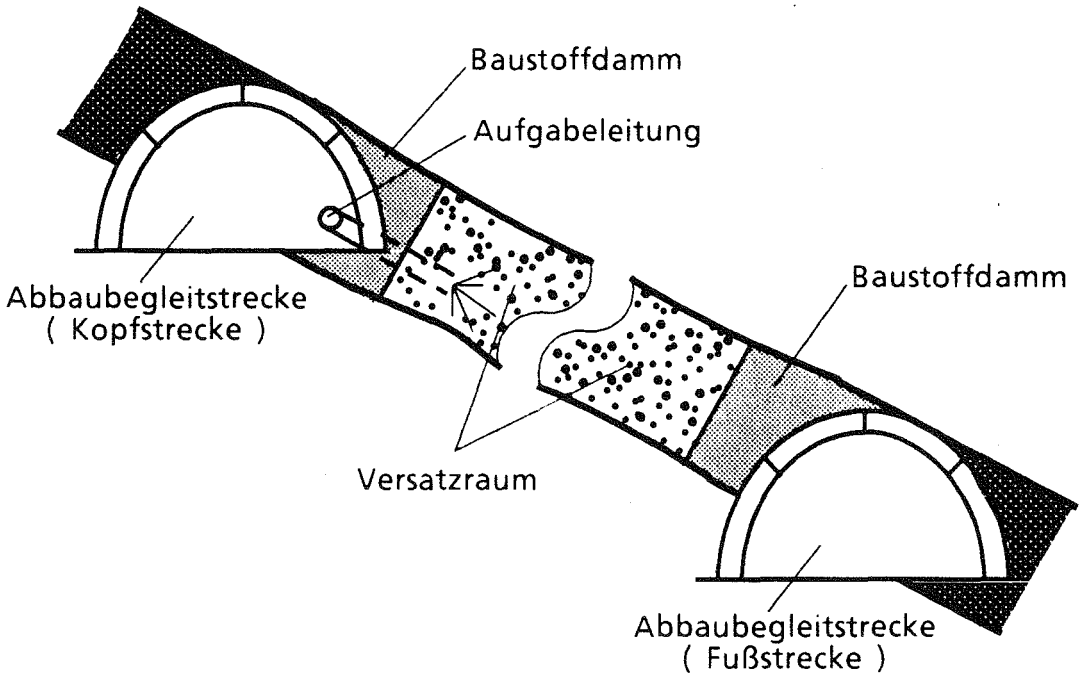
Einlagerung von Fässern / Gebinden in Streckenhohlräumen (nach RAG - Vorschlag)

IV. 3/1

Flachriß (Draufsicht)

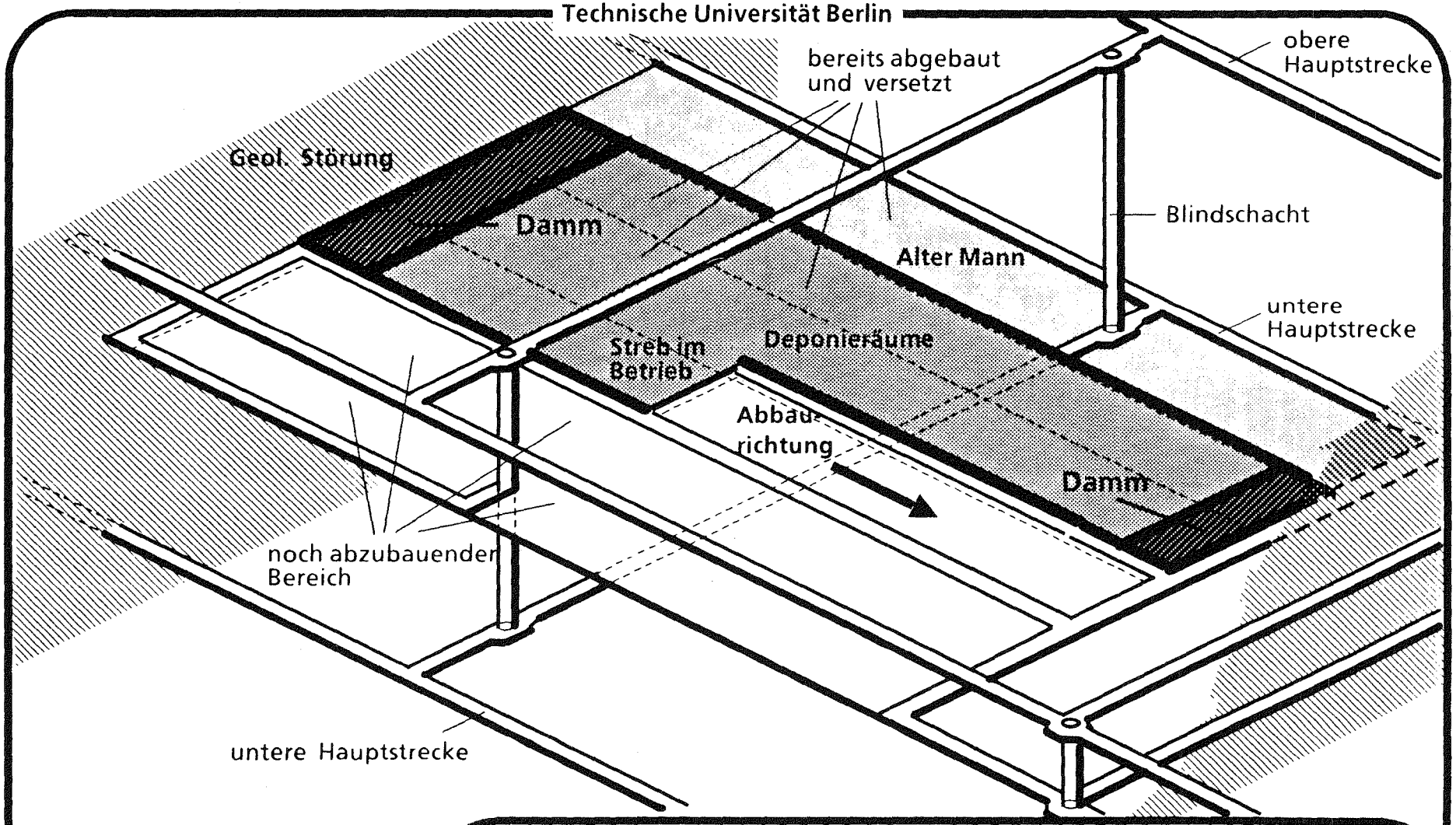


Querschnitt A - A



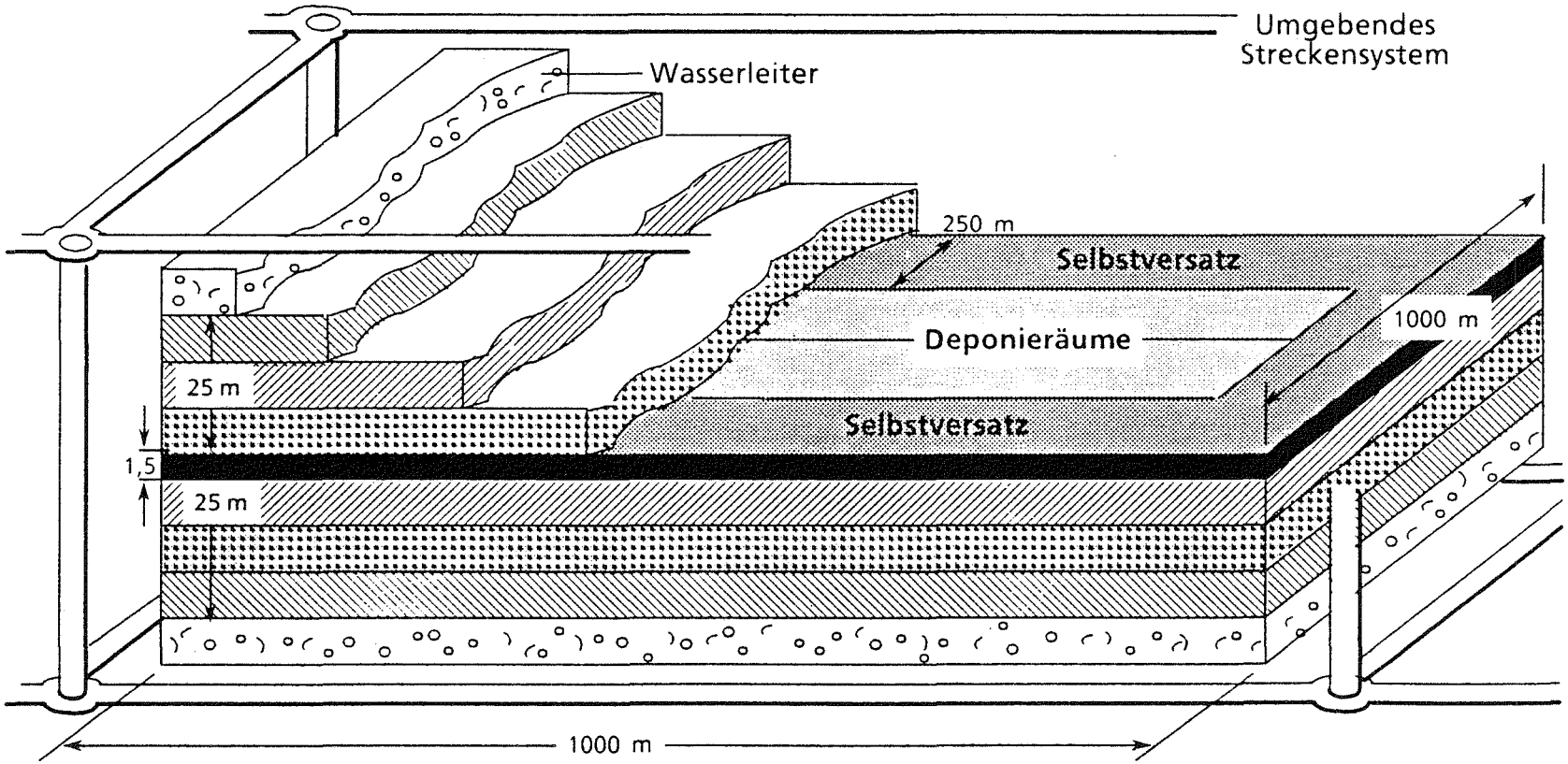
Hydraulisches Nachversetzen in der geneigten Lagerung (schematisch)

IV. 3/2



Deponieraum-Anordnung (schematisch)

IV. 4/1



Deponieraum - Anordnung (schematisch) für die Modellrechnungen

IV. 4/2

Literaturverzeichnis

Dörr, E., & Waleczek, E. (1985): Bemerkenswerte Gurtbandanlagen im Untertage Einsatz der Bergbau AG Lippe. - Bergbau, S. 513-518, Essen.

Everling, G. (1986): Abbauplanung unter erschwerten geologischen und betrieblichen Bedingungen. - Glückauf 122, S. 1575-1585, Essen.

Fritsche, C.H. (1962): Lehrbuch der Bergbaukunde, 2. Band. - Springer Verlag Berlin / Göttingen / Heidelberg.

Götze, W., & Buschmann, N., & Schroer, D. (1984): Ausbautechnische Anforderungen an Baustoffe im Bergbau. - Glückauf 120, S. 1397 -1413, Essen

Hahne, C., & Schmidt, R. (1982): Die Geologie des Niederrheinisch-Westfälischen Steinkohlengebietes. - Verlag Glückauf, Essen.

Heidelmeyer, H.J., & Pornschlegel, J. , & Wilke, F.L. (1989): Abschlußbericht zum Forschungsvorhaben "Alternative Möglichkeiten zum Offenhalten von Grubenräumen im Steinkohlenbergbau bei hohem Gebirgsdruck, Stufe 1A und B". - Technische Universität, Berlin.

Irresberger, H. (1988): Verbesserung des Ausbauerfolges durch umfassende Planung. - Glückauf 124, S. 157-162, Essen.

Jacobi, O. (1981): Praxis der Gebirgsbeherrschung. - Verlag Glückauf, Essen.

Kröger, J., & Weiland, H.H. (1987): Verwendung von Baustoffen im Untertagebetrieb. - Beiträge zur beruflichen Fortbildung, Westfälische Berggewerkschaftskasse, Bochum.

Kratsch, H. (1974): Bergschadenskunde. - Springer Verlag Berlin / Göttingen / Heidelberg.

Klein, J. [Hrsg.] (1985): Handbuch des Gefrierschachtbaus im Bergbau. - Verlag Glückauf, Essen.

Marx, K. W. (1986): Gleislosfahrzeuge im Steinkohlenbergbau. - Glückauf 18, S. 1187-1194, Essen.

Maurer, H., & Sill, F. (1989): Entsorgung feinkörniger Aufbereitungs- und Kraftwerksrückstände durch Nachversetzen des Bruchhohlraumes. - Glückauf 125, Nr. 3/4, S. 176 ff, Essen.

Müller - Salzburg, L. (1987): Der Felsbau, Band 3: Tunnelbau. - Enke Verlag, Stuttgart.

Pacher, F. (1964): Deformationsmessungen im Versuchsstollen als Mittel zur Erforschung des Gebirgsverhaltens und zur Bemessung des Ausbaus. - Felsmechanik u. Ing. Geo. Suppl. I, S. 149-161.

Physikalisch-Technische Bundesanstalt [Hrsg.] (1987): Schachtanlage Konrad: Vom Erzbergwerk zum Endlager für radioaktive Abfälle. - PTB, Braunschweig.

Pornschlegel, J. (1989): Ausbaukonzepte für langlebige Grubenbaue. - Glückauf - Forschungshefte 50, Nr. 1, S. 16-19, Essen.

Reinshagen, K., & Voss, K.H. (1988): Errichtung und Betrieb von Blasversatzanlagen. - Verlag Glückauf, Essen.

Reuther, E.U. (1982): Einführung in den Bergbau. - Verlag Glückauf, Essen.

Reuther, E.U., & Kelm, U. (1987): Stand der Technik in Materialtransport unter Tage und Zukunftsaussichten. - Glückauf 16, S. 1009-1013, Essen.

Rünger, R. (1984): Langfristige Planung der Feldesbeaufschlagung und Kapazitätsentwicklung im Steinkohlentiefbau mit Hilfe eines Branch and Bound - Verfahrens. - Diss., Clausthal-Zellerfeld.

Schmitt - Gleser, G. (1988): Beförderung gefährlicher Abfälle nach GGVS. - Behandlung von Sonderabfällen Band II, EF - Verlag für Energie- und Umwelttechnik GmbH, S. 405-418.

Stark, A. (1986): Tendenzen und Möglichkeiten bei der Weiterentwicklung der Gleislostechnik auf dem Bergwerk Haard, "Automobile Technik". - Verlag Glückauf, Essen.

Viehl, E. (1988): Schacht Konrad "Ein geplantes Endlager für radioaktive Abfälle". - Erzmetall, 41, S. 183-190, Weinheim.

Voss, K.H. (1988): Der gegenwärtige Entwicklungsstand der Blasversatztechnik (und der zukünftigen Perspektiven) für den Vollversatz im Steinkohlenbergbau der BR Deutschland. - Bergbau Heft 2, S. 45, Essen.

Kapitel V

Inhaltsverzeichnis Kapitel V

		Seite
V	Zusammenfassung der Ergebnisse und Schlußfolgerungen	1
V. 1	Beurteilung der Umweltverträglichkeit	1
V. 1.1	Immissionsneutrale Verbringung von Abfall- und Reststoffen in Grubenräume mit potentiellen Wasserwegsamkeiten zu oberflächennahen Grundwasserhorizonten	4
V. 1.2	Verbringung von Abfall- und Reststoffen in temporär offene Abbauhohlräume nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses	7
V. 1.3	Gesamtaussage	13
V. 2	Voraussetzungen für eine umweltverträgliche Untertageverbringung von Rest- und Abfallstoffen im Steinkohlenbergbau	14
V. 2.1	Immissionsneutrale Verbringung	14
V. 2.2	Verbringung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses	15
V. 3	Schematische Zusammenfassung und erforderliche Unterlagen	18

V Zusammenfassung der Ergebnisse und Schlußfolgerungen

Die Untersuchungen der Möglichkeiten einer Nutzung von Steinkohlenbergwerken zur endgültigen Untertageverbringung von Rest- und Abfallstoffen, die in den vorangegangenen Abschnitten unter abfallwirtschaftlichen und -technischen, geologischen und hydrogeologischen sowie bergtechnischen und gebirgsmechanischen Aspekten angestellt werden, lassen sich in ihren Ergebnissen und Schlußfolgerungen wie folgt zusammenfassen:

V. 1 Beurteilung der Umweltverträglichkeit

Eine Nutzung der durch den Betrieb von Steinkohlenbergwerken entstehenden Hohlräume während oder nach der Phase der Kohlengewinnung zur umweltverträglichen Verbringung von Rest- bzw. Abfallstoffen ist grundsätzlich möglich, jedoch nur mit Einschränkungen und unter bestimmten Voraussetzungen.

Für diese zusammenfassende Beurteilung sind die folgenden Gegebenheiten entscheidend:

Bei der Ablagerung von Abfall- bzw. Reststoffen muß sichergestellt sein, daß die darin enthaltenen Schadstoffe mit hinreichender Sicherheit über einen genügend großen Zeitraum hinweg (mindestens 10.000 Jahre) von der Biosphäre ferngehalten werden können. Prinzipiell sind diese Sicherheiten umso eher gegeben, je tiefer im Untergrund und damit je weiter entfernt von der Biosphäre die Ablagerung erfolgt, da die in jedem Fall anzunehmenden Stoffkreisläufe hier entsprechend viel langsamer vor sich gehen.

Unter den Bedingungen des Ruhrkarbons ist ein evtl. Schadstofftransport aus den Ablagerungen in die Biosphäre am ehesten auf dem Wasserwege zu besorgen, also durch den Transport von Eluaten durch zirkulierende Tiefenwässer auf überwiegend vertikalen Wasserwegsamkeiten bis in die oberflächennahen Grundwasserhorizonte, darüber hinaus bei Wiederherstellung der natürlichen hydrogeologischen Gegebenheiten nach Einstellung aller Grubenwasserhaltungen auf überwiegend horizontalen Wasserwegsamkeiten bis in den Ausbißbereich des Karbongebirges im Süden des

Ruhrgebietes. Die Untersuchungen haben sich folgerichtig auf diesen potentiellen Ausbreitungspfad konzentriert.

Die abfalltechnischen (Labor-)Untersuchungen einer Vielzahl von Stoffen, die aufgrund ihrer entsorgungsspezifischen Relevanz für eine Untertageverbringung im Steinkohlenbergbau von besonderem Interesse sind, führten zu dem Ergebnis, daß unter den im potentiellen Deponiebereich herrschenden Bedingungen eine Eluierung von Schadstoffen (i.w. Schwermetalle) aus dem unbehandelten Material generell nicht ausgeschlossen werden kann. In Einzelfällen haben sich zwar Hinweise darauf ergeben, daß unter bestimmten Voraussetzungen und bei bestimmten Stoffen bei einem Verbringen in das Milieu tiefer Steinkohlenbergwerke (mit geogen hoch chloridbelasteten Grubenwässern) der Austrag einiger oder aller im Probematerial enthaltener Schadstoffe verringert oder durch Selbstdichtung sogar verhindert werden könnte, eine generelle Tendenz in diese Richtung war jedoch nicht erkennbar. Den deutlich gewordenen Möglichkeiten einer Verhinderung des Schadstoffaustrages durch die Schaffung einer inneren Barriere im zu verbringenden Material selbst, möglicherweise durch eine entsprechende Konditionierung u.U. auch unter Ausnutzung der speziellen Gegebenheiten der Untertage-Deponie im Steinkohlenbergbau, sollte zukünftig nachgegangen werden; im gegenwärtigen Zeitpunkt muß jedoch festgestellt werden, daß - abgesehen von ganz speziellen Sonderfällen - mit einem Schadstoffaustrag aus den nach Untertage verbrachten Materialien in die Grundwässer auch über deren geogene Vorbelastung hinaus zu rechnen ist, sofern diese die abgelagerten Stoffe durchströmen können.

Die geologisch-hydrologischen Erhebungen und Auswertungen der Gegebenheiten des rechtsrheinischen Ruhrkarbons führten zu dem Ergebnis, daß großräumig das Vorhandensein von wasserwegsamen Verbindungen zwischen den Tiefenwässern und den oberflächennahen Grundwasserstockwerken grundsätzlich nicht ausgeschlossen werden kann. Diese potentiellen Wasserwegsamkeiten ergeben sich einerseits aus den Einwirkungen des Bergbaus selbst (Bohrungen, Schächte, Strecken usw., die auch eine horizontale Wasserwegsamkeit bis in den Bereich des südlichen Karbonausbisses darstellen), andererseits aus den geologischen Bedingungen (Störungszonen, die sich bis in das oberflächennahe Deckgebirge durchsetzen).

Spätestens nach endgültigem Einstellen des Bergbaus ist mit einem Wiederanstieg des jetzt durch die Wasserhaltungen künstlich abgesenkten Grundwasserspiegels bis zu einem völligen Überstauen der aufgelassenen Grubenräume zu rechnen. In diesem wiederangestiegenen Grundwässern werden sich die den natürlichen Gegebenheiten entsprechenden Strömungsverhältnisse einstellen, die auch eine gewisse Zirkulation von Tiefenwässern bis in den Bereich der oberflächennahen Grundwasserhorizonte wie vor Beginn der Bergbautätigkeit einschließen können. Darüber hinaus ist großräumig mit einem Nord-Süd gerichteten natürlichen Fließen von Grundwasser zu rechnen. Es ist daher nach dem Besorgnisgrundsatz davon auszugehen, daß auf diesem Wege auch ein Schadstofftransport mit den Eluaten aus den in das Steinkohlengebirge verbrachten Rest- bzw. Abfallstoffen bis in das oberflächennahe Grundwasser möglich ist, jedenfalls nicht mit einer solchen Zuverlässigkeit ausgeschlossen werden kann, daß keine potentielle Gefährdung der Umwelt bestünde.

Auf der anderen Seite haben die hydrologisch-geologischen Untersuchungen des Ruhrkarbons jedoch auch ergeben, daß - insbesondere innerhalb der mittleren Schichten der Karbon-Schichtenfolge - lokal abgrenzbare Bereiche existieren, bei denen eine Durchströmung aufgrund der örtlichen Verhältnisse unter den anzunehmenden hydraulischen Voraussetzungen nur in einem so minimalen Ausmaß erfolgen kann, daß hierdurch auch unter ungünstigen Bedingungen kein nennenswerter Schadstoffaustrag in die Biosphäre für den betrachteten Zeitraum zu erwarten ist. Diese Gegebenheiten konnten durch quantitative Modelluntersuchungen belegt und erhärtet werden.

Aus der Zusammenschau dieser skizzierten Ergebnisse der abfalltechnischen Untersuchungen einerseits und der geologisch-hydrologischen Untersuchungen andererseits ergeben sich zwangsläufig zwei unterschiedliche Möglichkeiten für eine umweltverträgliche Verbringung von Rest- oder Abfallstoffen in Grubenräume des Steinkohlenbergbaus, nämlich

- Ablagerung in Bereichen, wo auf lange Zeit ein sicheres Abschließen der verbrachten Materialien von der Biosphäre erreicht werden kann (Prinzip des vollständigen Einschlusses).

- immissionsneutrale Ablagerung in Grubenräumen mit potentieller Wasserwegsamkeit bis hin zu den oberflächennahen Grundwasserhorizonten bzw. den Grundwasseraustrittsstellen im Bereich des Ruhrtales,

Beide Optionen werden im folgenden auch im Hinblick auf die bergtechnischen und gebirgsmechanischen Implikationen zusammenfassend dargestellt und bewertet.

V. 1.1 Immissionsneutrale Verbringung von Abfall- oder Reststoffen in Grubenräume mit potentiellen Wasserwegsamkeiten zu oberflächennahen Grundwasserhorizonten und Grundwasseraustrittsstellen

Nach den Ausführungen in den Abschnitten III. 5 und IV. 2.1 ist davon auszugehen, daß bei den meisten längerfristig offenen Grubenräumen des Steinkohlenbergbaus, d.h. Schächten, Blindschächten, Gesteins-(Sohlen-) strecken sowie Gesteinsbergen eine Wasserwegsamkeit bis in die oberflächennahen Grundwasserhorizonte nicht auszuschließen ist. Spätestens in der Phase des Überstauens der Grubenräume nach Beendigung der Wasserhaltung bei einer endgültigen Betriebseinstellung ist bei den dann vorhandenen hydrogeologischen Gegebenheiten daher ein Transport von Schadstoffen bis in die Biosphäre zumindest als Möglichkeit zu besorgen, wenn diese aus den Materialien in das Tiefenwasser übertreten können. In solchen Grubenräumen kommt daher nur eine immissionsneutrale Verbringung in Betracht, bei der ein Schadstoffaustrag in das umgebende Wasser verhindert wird bzw. ohne Bedeutung ist

- entweder durch die Beschaffenheit der Wässer selbst, also z.B. dadurch, daß diese geogen bedingt die fraglichen Stoffe bereits in einer solchen Konzentration enthalten, daß eine weitere Aufnahme aus den eingelagerten Materialien nicht möglich ist,

- oder durch die Beschaffenheit der eingebrachten Materialien, z.B. dadurch, daß bei inneren Barrieren ein Schadstoffaustritt verhindert wird, wobei durch Immobilisierung dieser Zustand (z.B. Wasserundurchlässigkeit) entweder von vornherein vorhanden oder durch das Verbringen in die Einlagerungsumgebung erst entstanden sein kann.

Zu der ersten Gruppe der immissionsneutral zu verbringenden Materialien zählen beispielsweise die nach dem LWA-Katalog als unbedenklich anzusehenden Materialien (vgl. Abschnitt I.4.3, Tabelle I. 4/2). Durch die für die vorliegende Studie angestellten Labor-Untersuchungen im Hygiene-Institut Gelsenkirchen konnte der Kreis dieser Stoffe lediglich bezüglich der Flugasche aus einer Klärschlamm-Verbrennungsanlage nach dem Wirbelbettprinzip erweitert werden (vgl. Abschnitt III.5.4). Außerdem lassen die bisherigen eigenen Versuchsergebnisse und andere Untersuchungen den Schluß zu, daß auch noch andere Materialien, z.B. aus den Bereichen Gießereialtsande und Strahlmittelrückstände, nach vorheriger Überprüfung für diese Art der Verbringung in Frage kommen könnten.

Für die zweite Gruppe von Stoffen, bei denen eine immissionsneutrale Verbringung aufgrund des Vorhandenseins oder Entstehens von inneren hydraulischen oder geochemischen Barrieren möglich und zulässig ist, haben sich bei der abfalltechnischen Laboruntersuchung einige interssante Hinweise ergeben, denen in weiteren, gesonderten Untersuchungen nachgegangen werden sollte. Dies betrifft insbesondere die verfestigende Behandlung verschiedener staubförmiger Abfälle durch Zusatz hydraulischer Bindemittel. Als Beispiel sei ein bentonitgebundener Gießereialtsand mit 10 % Portlandzement-Zusatz genannt (vgl. Abschnitt III. 5.6).

Auch die in Abschnitt IV. 2.3.1 wiedergegebenen Ergebnisse von in-situ-Versuchen zur Wasserdurchlässigkeit von eingebrachten (in diesem Fall inerten) Materialien deuten darauf hin, daß sich bei geeigneter Kornverteilung und unter dem Einfluß des im Gefolge des Abbaus sich einstellenden Zusatzdruckes eine solche Dichtigkeit herausbilden könnte, die einen Schadstoffaustrag verhindern bzw. auf ein vertretbares Maß herabdrücken würde. Auch dieser Möglichkeit sollte durch weiterführende Untersuchungen nachgegangen werden.

Für den gegenwärtigen Zeitpunkt allerdings muß offen bleiben, ob und wann solche weiterführenden Untersuchungen von Erfolg sein werden; für eine immissionsneutrale Verbringung von Rest- und Abfallstoffen in Steinkohlenbergwerke, also in solche längerfristig offenen Grubenräume, bei denen eine Wasserwegsamkeit zur Biosphäre nicht völlig ausgeschlossen werden kann, kommen daher nach dem derzeitigen Wissensstand lediglich die oben aufgelisteten Materialien in Betracht.

Da die Nutzung dieser längerfristig offenen Grubenräume grundsätzlich auch nach der Einstellung der Kohlengewinnung in dem betreffenen Bergwerk möglich ist, (wenn auch mit dem entsprechenden zusätzlichen Aufwand für die zwischenzeitlichen Unterhaltungsarbeiten), läßt sich eine zeitliche Trennung des Einlagerungsbetriebes vom Gewinnungsbetrieb erreichen. Dieser Umstand und die Tatsache, daß langfristig betrieblich eingeführte und erprobte Förder- und Transporteinrichtungen zur Verfügung stehen, erlauben insgesamt gesehen auch eine uneingeschränkt positive Beurteilung der Verbringung solcher Stoffe unter arbeitshygienischen und arbeitssicherheitlichen Aspekten. Auch hinsichtlich der Beschaffenheit der einzubringenden Materialien (Schüttgüter, Stückgüter, Gebinde unterschiedlicher Art) ergeben sich aufgrund der Verfügbarkeit entsprechender Spezial-Transporteinrichtungen keinerlei grundsätzliche Einschränkungen innerhalb der im Bergwerk beherrschbaren Dimensionen (bis einige t Masse, bis einige m Abmessungen); flüssig bleibende Materialien sind jedoch ebenso wie ausgasende oder gasförmige in jedem Fall auszuschließen.

Hinsichtlich ihrer gebirgsmechanischen Eigenschaften unterscheiden sich die längerfristig offenen Grubenräume eines Steinkohlenbergwerkes grundsätzlich nicht von den Grubenräumen anderer Bergbauzweige oder von Gesteinskavernen, die eigens für die Aufnahme bestimmter Materialien aufgefahren werden.

Für die erste der drei unter hydrogeologischen Aspekten zu unterscheidenden Phasen - Betrieb des Bergwerks bei Sümpfung der Grubenwässer durch die laufende Wasserhaltung - ist ein sicherer Ablauf aller Arbeiten ohne ein zu großes Risiko der Kontamination der Grubenwässer in der gleichen Weise erreichbar wie bei der Verbringung des Materials in die temporären Abbauhohlräume (vgl. Abschnitt IV. 3 bzw. als zusammenfassende Darstellung Abschnitt V. 1.2); eine nochmalige Behandlung an dieser Stelle darf daher entfallen. Für die Phasen 2 und 3 (Überstauen des Grubengebäudes bei Einstellung der Wasserhaltung und permanenter Endzustand nach Überstauen) erübrigt sich eine detaillierte Behandlung, weil hier grundsätzlich von möglichen Wasserwegsamkeiten bis in die oberflächennahen Grundwasserhorizonte und damit in die Biosphäre ausgegangen wurde.

V. 1.2 Verbringung von Abfall- und Reststoffen in temporär offene Abbauhohlräume nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses

Bei dieser Art der Verbringung von Abfall- und Reststoffen werden die Hohlräume genutzt, die im unmittelbaren Zusammenhang mit dem Abbaugeschehen entstehen (Abbauhohlräume in den Strebbetrieben) bzw. hierfür hergestellt werden (Abbaubegleitstrecken).

Bei den Abbauhohlräumen im Strebbetrieb kann das zu verbringende Material entweder gemäß Abb. IV. 1/11 und IV. 1/12 in die Zwischenräume des Selbstversatzes unter Druck verpumpt werden (für flache und mäßig geneigte Lagerung anwendbar), oder gemäß Abb. IV. 3/1 in diese aus einer in der Kopfstrecke verlegten Leitung frei auslaufen (für mäßig bis stark geneigte Lagerung anwendbar).[1)] Durch das Verfüllen der Zwischenräume zwischen den Bruchstücken des hereingebrochenen Selbstversatzes in Verbindung mit der starken Kompaktierung durch den nacheilenden Zusatzdruck und den Gebirgsdruck aus den überlagernden Schichten entsteht ein neuer Gebirgsverband - das eingebrachte Material wird quasi in das Gebirge eingebaut - mit einer durch in-situ-Messungen nachgewiesenen sehr geringenWasserdurchlässigkeit, praktisch Wasserdichtigkeit (vgl. Abb. IV. 2/5 und IV. 2/6).

Verfahrensbedingt kann diese Art der Einlagerung nur im unmittelbaren Zusammenhang mit dem Abbaugeschehen selbst erfolgen, dies auch deshalb, weil bereits kurze Zeit nach Abbaudurchgang der Selbstversatz unter dem Einfluß des Gebirgsdrucks aus den überlagernden Schichten soweit kompaktiert ist, daß - wie durch entsprechende Betriebsversuche deutlich wurde (vgl. Abschnitt I. 3.1.6) - praktisch keine Hohlräume mehr zur Aufnahme der Suspension zur Verfügung stehen. Dies gilt nach den Ergebnissen aus im Rahmen dieser Studie durchgeführten und von den Gutachtern begleiteten Betriebsversuchen sowohl für die flache wie für die geneigte Lagerung (vgl. Abschnitt I.3.1.1 und I.3.1.3). Bei entsprechender Be-

---

1) Die weitere, neben diesem hydraulischen Verbringen noch gegebene Möglichkeit eines pneumatischen Einbringens wird von den Gutachtern aufgrund arbeitssicherheitlicher und arbeitshygienischer Überlegungen als weniger geeignet abgelehnt (vgl. Abschnitt IV. 3.3.3) und deshalb hier nicht mehr behandelt.

schaffenheit des eingebrachten Materials (puzzolanische Eigenschaften bzw. Hydratationsfähigkeit) oder durch entsprechende Zugaben zu der Mischung, vor allem aber bei Vorhandensein von tonigen Bestandteilen in den unmittelbaren Dachschichten des abgebauten Flözes läßt sich sicherstellen, daß das gesamte für die hydraulische Verbringung des Materials benötigte Transportwasser im Verbringungsraum gebunden wird. Ein Austreten von (kontaminiertem) Überschußwasser kann, wie ebenfalls durch Betriebsversuche nachgewiesen, vermieden werden. Natürlich ist für einen nicht mit absoluter Sicherheit auszuschließenden Störfall entsprechende Vorsorge zu treffen, was als grundsätzlich möglich erscheint (vgl. Abschnitt IV. 3.2.4).

Zu nennen ist ferner der positive Einfluß, der von den Nebengesteinsschichten z.B. durch deren Schwermetalladsorptionsfähigkeit im Hinblick auf eine Verringerung des Schadstoffaustrages ausgeübt wird (vgl. Abschnitt II.4). Da sich diese günstigen Auswirkungen beim gegenwärtigen Erkenntnisstand für das natürliche Gebirge jedoch nicht mit hinreichender Sicherheit quantifizieren lassen, bleiben sie im folgenden bei der Bewertung zunächst unberücksichtigt, ebenso auch der Einfluß der Verdünnung von Schadstoffen in Grubenwässern.

Während des Einbringens der Materialien im laufenden Bergwerksbetrieb, also während der ersten der hydrogeologisch zu unterscheidenden Phasen, besteht ein vollständiger Einschluß natürlich noch nicht, da der Verbringungsraum im Gewinnungsstreb zunächst noch nicht wieder hinreichend kompaktiert wurde, um Wasserwegsamkeiten praktisch ausschließen zu können. Es muß daher hier dafür Vorsorge getroffen werden, daß auch im ungünstigsten anzunehmenden Fall eines Wassereinbruchs keine Durchströmung des Einlagerungsbereiches stattfindet. Wie in Abschnitt IV. 4.3.2 dargestellt und in Abb. IV. 4/1 skizziert, läßt sich dies erreichen durch ein System von (für den Betriebsablauf in jedem Fall erforderlichen) offenen Grubenräumen in Verbindung mit einer zweckmäßigen Wahl der Einlagerungslokation.

Für die hydrogeologisch kritische Phase 2a des Wiederanstiegs der Grubenwässer nach Einstellung der Wasserhaltung bei Beendigung des Bergwerksbetriebes, also beim Überstauen der Grubenräume und damit auch des Einlagerungsbereiches, wurde durch erste Modellberechnungen nach-

gewiesen, daß eine Durchströmung des Einlagerungsbereiches (und damit ein evtl. Schadstoffaustrag in die Grubenwässer) eine so lange Zeit benötigen würde, daß inzwischen bereits die weit weniger kritisch zu beurteilende Phase 2b bzw. 3 eingetreten wäre, bei der sich die betreffenden Grubenräume innerhalb des überstauten Bereiches und damit unterhalb des wiederangestiegenen Grundwasserspiegels befänden (vgl. Abschnitt III. 7.2.4). Hier ist eine Durchströmung aufgrund der viel geringeren wirksamen hydraulischen Gradienten und der i.w. schichtparallelen Strömungsrichtung, darüber hinaus noch durch die in den längerfristig offenen Grubenräumen vorhandenen Wasserwegsamkeiten, als nur sehr gering anzusehen. Bei der Modellrechnung für die Phase 2b wurde bewußt von sehr ungünstigen Annahmen ausgegangen; da in der Praxis in jedem Falle mit günstigeren Verhältnissen zu rechnen ist (vgl. Abschnitt IV. 4.3.3), ist mit Sicherheit eine Umweltgefährdung während dieser Phase 2b auszuschließen. Wegen der wesentlich günstigeren hydrologischen Gegebenheiten in der nach Abschluß des Überstauens einsetzende Phase 3 des langfristigen Endzustandes gilt diese Aussage auch hier.

Voraussetzung für ein umweltverträgliches Verbringen von Rest- und Abfallstoffen nach diesem Prinzip des vollständigen Einschlusses ist das Vorhandensein von geeigneten Schichtpaketen mit einem genügenden Anteil toniger Bestandteile in ausreichender Mächtigkeit, wie im Modellfall (vgl. Abschnitt II. 7.2 bzw. Abb. IV. 4/2) zugrundegelegt. Diese Situation ist insbesondere in den Schichten des Mittelkarbons im Bereich der Zollvereins-Flözgruppe bzw. bei den sogenannten Buchstaben- und Namens-Flözen anzutreffen. Ob und inwieweit auch andere Teile des flözführenden Karbons für eine solche Verbringung in Frage kommen, ist von der Beurteilung des jeweiligen Einzelfalles abhängig zu machen; in jedem Fall wäre es hierfür dringend erwünscht, auch in diesen Schichtpaketen Wasserdurchlässigkeits-Tests nach dem Beispiel der in Abschnitt IV. 2.3.1 erwähnten Untersuchung in-situ durchzuführen, um zu verläßlicheren Werten für verbesserte Modellrechnungen zu gelangen. Zugleich könnten aus diesen Bohrlöchern verbesserte Analysen der geogenen Zusammensetzung der Grundwässer erhalten werden.

Bei den erwähnten Modellrechnungen ergaben sich für die angenommene vertikale Durchströmung des Schichtenpaketes mit der darin befindlichen Verbringungszone Zeiten in der Größenordnung von mehreren Jahrzehn-

ten. Angesichts der Tatsache, daß für die tatsächliche Dauer der hierbei zugrundegelegten Phase 2a in Wirklichkeit eine um mindestens eine Zehnerpotenz geringere Größenordnung anzusetzen ist, erscheint es als gerechtfertigt, die zu verlangende Mindestmächtigkeit der Nebengesteinsschichten bis zur oberen bzw. unteren durchgehenden Sohle wenigstens zu halbieren, d.h. für eine hinreichende Sicherheit einen Abstand von mindestens 20-25 m von der nächsttieferen bzw. nächsthöheren Sohle zu verlangen. Hierbei sind die zusätzlichen Sicherheiten noch nicht berücksichtigt, die sich aus den sehr konservativen Ansätzen auch bei den übrigen Einflußgrößen ergeben.

Für die Verbringung von Rest- und Abfallstoffen nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses in den Abbauhohlräumen eignen sich vom Verfahren her grundsätzlich alle Stoffe, die sich in einer entsprechenden Suspension verpumpen lassen, und die sich nach ihrem Verbringen durch Abbinden bzw. durch Wasserabgabe in das Nebengestein verfestigen. Diese Eigenschaften sind im jeweiligen Einzelfall durch entsprechende Nachweise zu belegen.

Da die für diese Art der Verbringung anzuwendende Technik als ausgereift und betriebssicher gelten kann, und da für evtl. auftretende Störfälle durch geeignete Vorsorgemaßnahmen (vgl. Abschnitt IV. 3.2.4) unvertretbare Risiken ebenfalls ausgeschlossen werden können, sind grundsätzlich auch keine arbeitssicherheitlichen oder arbeitshygienischen Bedenken gegen die Art der Verbringung von Rest- und Abfallstoffen zu erheben im Hinblick auf alle die Stoffe, die im Rahmen dieser Machbarkeitsstudie im Detail labortechnisch untersucht wurden (vgl. Abschnitt III. 5.8). Vertretbar erscheint darüber hinaus die Einbeziehung von weiteren Materialien, so insbesondere der nach dem LWA-Katalog als bedingt geeignet anzusehenden Abfälle (vgl. Abschnitt I. 4.3, Tabelle I. 4/3).

Ob und bis zu welchem Umfang darüber hinaus noch weitere Rest- und Abfallstoffe für eine Verbringung in Hohlräume des Steinkohlenbergbaus nach dem skizzierten Prinzip des vollständigen Einschlusses in Frage kommen, ist nicht in der vorliegenden Studie zu untersuchen und müßte ggf. in weiteren Untersuchungen geklärt werden.

Unter gebirgsmechanischem Blickwinkel unterscheidet sich die hier beschriebene Verbringung von Rest- und Abfallstoffen in Abbauhohlräume grundsätzlich von allen anderen Möglichkeiten einer Untertagedeponie. Durch die Art der Verbringung einerseits und die dynamischen Auswirkungen des sich großflächig durch das Schichtenpaket bewegenden abbaubedingten Zusatzdruckes ebenso wie des normalen Überlagerungsdruckes andererseits kommt es zu einer Kompaktierung und vollständigen Einschließung des eingebrachten Materials in den neu entstehenden Gebirgsverband. Im Gegensatz zu einer Einlagerung in Kavernen oder anderen, längerfristig offenen Grubenräumen ist also eine Ausbildung von durchgehenden Kontakt- oder Grenzflächen zwischen dem eingebrachten Material und dem umgebenden Gebirge nicht möglich, so daß hier auch keine potentiellen Unstetigkeitszonen, die evtl. zu Wasserwegsamkeiten führen könnten, entstehen können. Diese erwünschten Verhältnisse stellen sich umso vollständiger dort ein, wo sich die Hangendschichten durch Fehlen jeglicher Unterstützung großflächig als Selbstversatz in den durch den Abbau geschaffenen Hohlraum hinein bewegen müssen, also insbesondere in dem mittleren Bereich des Strebbetriebes (vgl. Abb. IV. 1/11) in einer gewissen Entfernung von den Abbaustrecken, die eine - wenn auch entsprechend den in Abschnitt IV. 2.2.1 dargestellten Verhältnissen nur minimale - gewisse Stützwirkung für die Hangendschichten durch ihren Ausbau ergeben. Aus diesem Grunde halten die Gutachter ein Verbringen der Rest- bzw. Abfallstoffe mittels Verpumpen durch Schlepprohre nach Abb. IV. 1/11 in den mittleren Bereich des Strebbetriebes für vorziehenswürdig gegenüber der Variante des freien Auslaufes aus Injektionsrohren aus der Kopfstrecke gemäß Abb. IV. 3/2, wo bevorzugt der obere Strebrandbereich beschickt werden würde. Es muß jedoch betont werden, daß auch diese Möglichkeit als eine sichere Art der Verbringung nicht-immissionsneutraler Stoffe angesehen wird, wenn für eine ausreichende Abdichtung des Verbringungsbereiches gegenüber dem allgemeinen Grubengebäude Sorge getragen wird.

Die Verbindung zwischen dem Strebbereich im engeren Sinne und dem allgemeinen Grubengebäude wird durch die Abbaubegleitstrecken hergestellt. Diese nehmen hinsichtlich ihres gebirgsmechanischen Verhaltens quasi eine Mittelstellung zwischen den eigentlichen Abbauhohlräumen und den längerfristig offenen Grubenräumen ein: Einerseits wird durch den eingebrachten Ausbau eine Unterstützungswirkung auf die hangen-

den Schichten ausgeübt, andererseits erfolgt durch die völlige Herausnahme einer Gebirgsschicht, nämlich der abgebauten Kohle, auf mindestens einer Seite eine solche nachhaltige Störung der ursprünglichen Gebirgsdruckverhältnisse, daß sich ein neues Kräftegleichgewicht erst nach ganz erheblichen Konvergenzen von häufig bis zum Mehrfachen des ursprünglich geschaffenen Querschnitts wieder einstellt (vgl. Abschnitt IV. 2.2.1).

Dies bedeutet, daß auch das in die Abbaubegleitstrecken eingebrachte Material unter ganz erhebliche Druckauswirkungen kommt, insbesondere wenn diese Strecken vor dem endgültigen Abwerfen ausgeraubt werden. Hinsichtlich der Verbringung von Abfall- oder Reststoffen sind die Abbaubegleitstrecken also grundsätzlich ähnlich zu beurteilen wie die eigentlichen Abbauhohlräume, jedenfalls wenn eine entsprechende Beschaffenheit des Hangenden und Liegenden (ausreichender Anteil toniger Bestandteile) gegeben ist. Damit eröffnet sich auch die Möglichkeit, Abfall- bzw. Reststoffe in Form von Gebinden (die verfahrensbedingt in dem eigentlichen Abbauhohlraum nicht untergebracht werden können) nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses abzulagern.

In jedem Fall ist hierfür allerdings aufgrund der gebirgsmechanischen Zusammenhänge ein vollständiger Abschluß der Abbaustrecke vom übrigen Grubengebäude erforderlich. Dieser ist z.B. dadurch erreichbar, daß die Abbaubegleitstrecken auf eine ausreichende, ggf. auch auf volle Länge mit Baustoffen, Flotationsbergen oder mit entsprechend den obigen Überlegungen als weniger kritisch bzw. unbedenklich einzustufenden Rest- bzw. Abfallstoffen (vgl. Abschnitt I. 4.2 und Tabelle I. 4/2; z.B. Kraftwerksreststoffe) voll verfüllt werden. Da auch diese Materialien unter die Auswirkungen des Gebirgsdruckes gelangen und allseitig eingespannt und kompaktiert werden, sich also keine besonderen Wasserwegsamkeiten, z.B. durch Schrumpfung des eingebrachten Materials an den "Kontaktflächen" herausbilden können, ist - wie auch durch die Erfahrungen bestätigt wird - mit einem sicheren und langfristig wirksamen Abschluß zu rechnen zumindest bis weit über die voraussehbare Betriebszeit des Steinkohlenbergbaus und über die hydrologisch kritische Phase 2a hinaus.

V. 1.3 Gesamtaussage

Zusammenfassend läßt sich damit die im Rahmen der vorliegenden Machbarkeitsstudie zu erarbeitende Antwort auf die Frage, ob und wie eine Untertageverbringung bestimmter Rest- bzw. Abfallstoffe umweltverträglich möglich sei, wie folgt formulieren:

Nach gründlicher Analyse der vorliegenden Gegebenheiten unter Zugrundelegung der jeweils ungünstigsten anzunehmenden Situation kommen die Gutachter zu dem Ergebnis:

- Eine Verbringung von Rest- und Abfallstoffen in allen Grubenräumen des Steinkohlenbergbaus ist vertretbar für solche Materialien, bei denen eine immissionsneutrale Ablagerung erfolgen kann.

- Für solche Stoffe, die diese Gewähr nicht bieten, ist in bestimmten, lokal abzugrenzenden Bereichen eine Ablagerung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses als umweltverträglich anzusehen, vorzugsweise durch hydraulische Verbringung dieser Stoffe durch Verpumpen in den Selbstversatz der Abbauhohlräume in den hierfür geeigneten Schichten des mittleren Karbons. Dabei ist in jedem Einzelfall das Vorliegen der zu fordernden Bedingungen und Gegebenheiten nachzuweisen.

Im folgenden abschließenden Kapitel der vorliegenden Studie wird ein Katalog dieser erforderlichen Bedingungen und Gegebenheiten vorgestellt.

V. 2 Voraussetzungen für eine umweltverträgliche Untertageverbringung von Rest- und Abfallstoffen im Steinkohlenbergbau

Nach den vorstehenden Darlegungen ist es nicht möglich, die Frage nach der Umweltverträglichkeit einer Untertageverbringung von Rest- und Abfallstoffen im Steinkohlenbergbau generell, also für das gesamte Ruhrrevier, zu beantworten. Es kommt vielmehr auf die im Einzelfall gegebenen Bedingungen an, ob die hierfür zu fordernden Voraussetzungen vorliegen. Jeder Einzelfall bedarf daher einer eingehenden sorgfältigen Überprüfung. Dies gilt sowohl bei einer Ablagerung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses als auch für den Fall einer immissionsneutralen Verbringung.

V. 2.1 Immissionsneutrale Verbringung

Zur Realisierung dieses Prinzips ist sicherzustellen, daß durch die eingebrachten Stoffe keine nachteilige Veränderung der geogenen Beschaffenheit des Einlagerungsmilieus, insbesondere der Grundwässer zu besorgen ist. Da dieses Milieu örtlich sehr unterschiedlich sein kann (vgl. Abschnitt II. 4.2), muß die Einhaltung dieser Bedingung ebenfalls in jedem Einzelfall überprüft werden.

Dies bedeutet einerseits, daß nur Stoffe einer bekannten und gleichbleibenden chemischen Beschaffenheit eingebracht werden dürfen, deren austragbare mobilen Bestandteile andererseits im umgebenden Grubenwasser bereits in einer solchen Konzentration vorhanden sein müssen, daß eine weitere, zusätzliche Belastung dieser Wässer nicht erfolgen kann. In jedem Falle ist daher ein Abgleich zwischen dem Chemismus der Grubenwässer an der jeweiligen, für die Verbringung vorgesehenen Lokation und demjenigen der zu verbringenden Stoffe erforderlich, wenn diese nicht grundsätzlich als unbedenklich anzusehen sind (z.B. LWA-Katalog). Erforderlichenfalls sind die entsprechenden Eluierungsversuche unter Benutzung des am Verbringungsort angetroffenen bzw. zu erwartenden Grubenwassers in einem geeigneten Labor durchzuführen.

Nach dem gegenwärtigen Wissensstand kommen für eine Untertageverbringung nach dem Prinzip der immisionsneutralen Ablagerung vor allem die o.a. im LWA-Katalog (vgl. Tabelle I.4/2 in Abschnitt I.4) als unbedenk-

lich genannten Abfälle in Frage. Ob sich dieser Katalog ggf. nach Konditionierung bestimmter Stoffe noch erweitern läßt, muß weiterführenden Untersuchungen vorbehalten bleiben.

V. 2.2 Verbringung nach dem Prinzip des vollständigen Einschlusses

Die bei diesem Prinzip zu erfüllenden Voraussetzungen betreffen in erster Linie die hydrologischen und geologischen Gegebenheiten am vorgesehenen Verbringungsort. Nach dem gegenwärtigen Erkenntnisstand lassen sich diese wie folgt zusammenfassen, wobei auch hier eine Erweiterung des Zulässigkeitsbereiches als möglich erscheint, wenn und soweit durch entsprechende weiterführende Untersuchungen einschließlich in-situ-Tests das Vorhandensein der entsprechenden Voraussetzungen nachgewiesen werden kann.

1) Nach dem gegenwärtigen Stand der Erkenntnisse halten die Gutachter lediglich das hydraulische Verbringen von Materialien in die Strebhohlräume, vorzugsweise durch Verpumpen aus Schlepprohren gemäß der Skizze in den Abb. IV.1/11 und IV.1/12, und das Verbringen von Gebinden (gemäß Skizze in Abb. IV.3/1) oder ein hydraulisches Einbringen in Abbaubegleitstrecken bei sicherem Abschluß dieser Strecken gegen das übrige Grubengebäude, z.B. durch vollständiges Verfüllen (vgl. Abschnitt V.1.2), für vertretbar unter den Aspekten sowohl der Umweltverträglichkeit wie der Arbeitssicherheit und -hygiene. Ob zu einem späteren Zeitpunkt auch andere Verbringungstechniken (z.B. pneumatische Verfahren) zugelassen werden können, muß den Ergebnissen entsprechender weiterführender Untersuchungen vorbehalten bleiben.

2) Der Einlagerungsbereich muß innerhalb geeigneter Schichtenpakete eingerichtet sein. Der Anteil an tonigen Bestandteilen in den unmittelbaren Dachschichten muß hoch genug sein, um unter der Wirkung des nacheilenden Zusatzdruckes und des überlagernden Gebirgsdruckes eine ausreichende Kompaktierung des in den Selbstversatz eingebrachten Materials einerseits und eine vollständige Aufnahme des Transportwassers andererseits zu gewährleisten. Die Schichten des Haupthangenden müssen so beschaffen sein, daß sie sich nach Durchgang des Abbaus ohne makroskopische Bruch- oder Auflocke-

rungserscheinungen auf den Selbstversatz bei quasi-plastischer Verformung auflegen.

Nach Überzeugung der Gutachter sind diese Gegebenheiten in den Schichten des mittleren Karbons (Zollverein-Flözgruppe und Buchstaben- bzw. Namens-Flöze) als vorhanden anzusehen, im übrigen müßten sie jeweils nachgewiesen werden. Dies kann z.B. durch Vorlage eines für die vorgesehene Lokation zutreffenden Schichtenprofiles mit Beschreibung der einzelnen Gebirgsschichten geschehen.

3) Die Hangend- und Liegendschichten müssen gegenüber den potentiellen Wasserwegsamkeiten (Gesteinsstrecken auf der oberen und der unteren Sohle) eine so große Mächtigkeit aufweisen, daß eine senkrechte Durchströmung auch im hydrologisch ungünstigen Fall der Phase 2a mit hinreichender Sicherheit ausgeschlossen werden kann.

Nach Überzeugung der Gutachter ist hierfür zunächst ein Mindestabstand gegenüber der unteren Sohle von 20-25 m und gegenüber der oberen Sohle von ebenfalls 20-25 m vorzusehen. Ob dieser im Einzelfall unterschritten werden kann, muß dem Ergebnis weiterführender Untersuchungen und Modellrechnungen vorbehalten bleiben.

4) Die Verbringung muß in die tieferen Stockwerke des Gebirgskörpers erfolgen, damit ein hinreichend hoher Überlagerungsdruck zur Verdichtung der in den Selbstversatz eingebrachten Materialien bzw. ein vollständiges, dichtes Umschließen der in den Abbaubegleitstrecken eingelagerten Gebinde erfolgt. Die Gutachter halten hierfür eine Teufe von mindestens 800 m für erforderlich.

5) Von allen potentiellen Wasserwegsamkeiten (Störungen, Schächten, Blindschächten) ist gemäß der Skizze in Abb. IV.4/1 ein so großer Sicherheitsabstand einzuhalten bzw. durch Abdämmen wieder herzustellen, daß ein Wasserdurchbruch mit Schadstoffaustrag mit Sicherheit ausgeschlossen werden kann. Beispielsweise können insoweit die bergbehördlichen Vorschriften über die Bemessung von Schutz-

festen gegenüber Standwässern zur Dimensionierung herangezogen werden.

6) Die Verbringung darf nur in solche Feldesteile vorgesehen werden, in denen aufgrund entsprechender Aufklärungsergebnisse das Vorhandensein unbekannter, potentieller Wasserwegsamkeiten, z.B. auf Störungszonen, mit Sicherheit ausgeschlossen werden kann. Möglichkeiten für solche hinreichende Aufklärungsmaßnahmen sind nach Meinung der Gutachter beispielsweise das Unter- oder Überbauen des für die Einlagerung vorgesehenen Bereiches in einem anderen Flözniveau, das Auffahren von entsprechenden Strecken, oder auch geophysikalische Methoden (Flözwellenseismik bzw. Durchschallung).

7) Der für die Einlagerung vorgesehene Feldesbereich soll durch Gesteinsstrecken sowie sohlenverbindende Grubenbaue weiträumig gegen die Gefahr einer Durchströmung im Falles eines Wassereinbruches in einem benachbarten Feldesteil geschützt werden, die in Anlehnung an die Prinzipskizze in Abb. IV. 4/1 angeordnet sind. Im Niveau unterhalb des Einlagerungsbereiches muß eine ausreichende Wasserhaltungskapazität vorhanden sein, die auch im Falles eines Wassereinbruchs ein Ansteigen des Wasserspiegels bis zum Einlagerungsbereich mit Sicherheit verhindern kann.

8) Bei einem hydraulischen Verbringen der Materialien von Übertage aus ist für die Möglichkeit eines Störfalles eine so große Aufnahmekapazität durch geeignete Maßnahmen vorzusehen, daß die (Schacht) Leitungen ohne Gefährdung der Belegschaft entleert werden können. Nach Meinung der Gutachter verdient das Vorhalten von Aufnahmevolumina in einem (Reserve-)Betrieb den Vorzug vor einem speziellen Speicherraum.

9) Es ist Vorsorge für eine gefahrlose Beseitigung von evtl. durch Undichtigkeiten in das Grubengebäude ausgetretenen Materialien zu treffen.

10) Bei der Anlieferung, Eingangskontrolle sowie Zwischenlagerung über Tage sind die dem Gefährdungspotential der Materialien angemessenen Vorsichtsmaßnahmen zu treffen.

V. 3 Schematische Zusammenfassung und erforderliche Unterlagen

Schematisch läßt sich die Gesamtaussage der vorliegenden Studie über die Nutzung von Hohlräumen des Steinkohlenbergbaus im Ruhrgebiet zur umweltverträglichen Verbringung von Rest- und Abfallstoffen zusammenfassen in Form einer Matrix, wie sie in Abb. V. 3/1 dargestellt ist. Natürlich ist diese Bewertung nur als eine Übersicht zu verstehen, die keineswegs die nach Meinung der Gutachter unerläßliche, differenzierte Bewertung jedes Einzelfalles ersetzen kann.

Für diese Einzelfallbeurteilung entsprechend den Anforderungen in Abschnitt V. 2 erscheinen die folgenden Unterlagen als erforderlich:

- Darstellung der räumlichen Lage des Verbringungsbereiches im Grubengebäude, speziell in bezug auf die vorhandenen langfristig offenen Grubenbaue und potentiellen Wasserwegsamkeiten (Übersichtsriß/Grubenbild)

- Darstellung des geplanten Verbringungsbereiches mit seinen technischen Einrichtungen (Schemazeichnung/Flözriß)

- Darstellung der geologischen/petrographischen Gegebenheiten des Nebengesteins im Hangenden/Liegenden des Verbringungsbereiches (Schichtenschnitt)

- Darstellung der vorgesehenen Verbringungstechnik und der Verbringungswege (Schemazeichnung/Förderflußbild)

- Darstellung der vorgesehenen Abschließungs-/Abdämmungsmaßnahmen nach Einstellung des Verbringungsbetriebes (Schemazeichnung/Flözriß)

Abb. V. 3/1 Übersicht über die Voraussetzungen einer Verbringung von Abfall- und Reststoffen in Grubenräumen des Steinkohlenbergbaus

Grubenbaue	Eigenschaften der benachb. Gesteine		Abfall- und Reststoffe							Bemerkungen
			Grundwasser - Immissionen				Aggregatzustand			
	Durchlässigkeit	Metalladsorption	ohne	neutral	fast neutral	nicht neutral	Gebinde	stückig	feinkörnig	
Längerfristig offen (z.B. Gesteinsstrecken)	unterschiedlich	sehr gering	+	+	−	−	+	+	+	ggf. Abschluß durch Dämme
Temporär offen: Abbaubegleitstrecken im Flöz	gering	gering	+	+	○	○	○	+	+	vollständige Verfüllung der Strecken, ggf. auf ganzer Länge
Temporär offen: Abbauhohlräume (Streb / Versatzraum)	sehr gering	hoch	+	+	+	+	−	○	+	vorzugsweise als hydraulischer Nachversatz

Legende:

\+ zulässig / möglich; ○ bedingt zulässig / möglich; − nicht zulässig / möglich

Außerdem sind die Unterlagen beizubringen, die sich aus den allgemeinen Vorschriften bei deren sinngemäßer Anwendung auf die Gegebenheiten der untertägigen Verbringung von Abfall- bzw. Reststoffen in Grubenräume des Steinkohlenbergbaus ergeben. Hier ist speziell zu verweisen auf

> Merkblatt für die Erstellung von Antragsunterlagen zur Durchführung von Planfeststellungs- und Plangenehmigungsverfahren nach § 7 Abfallgesetz - AbfG - zur Errichtung und zum Betrieb einer ortsfesten Abfallentsorgungsanlage[1)]

und den Entwurf

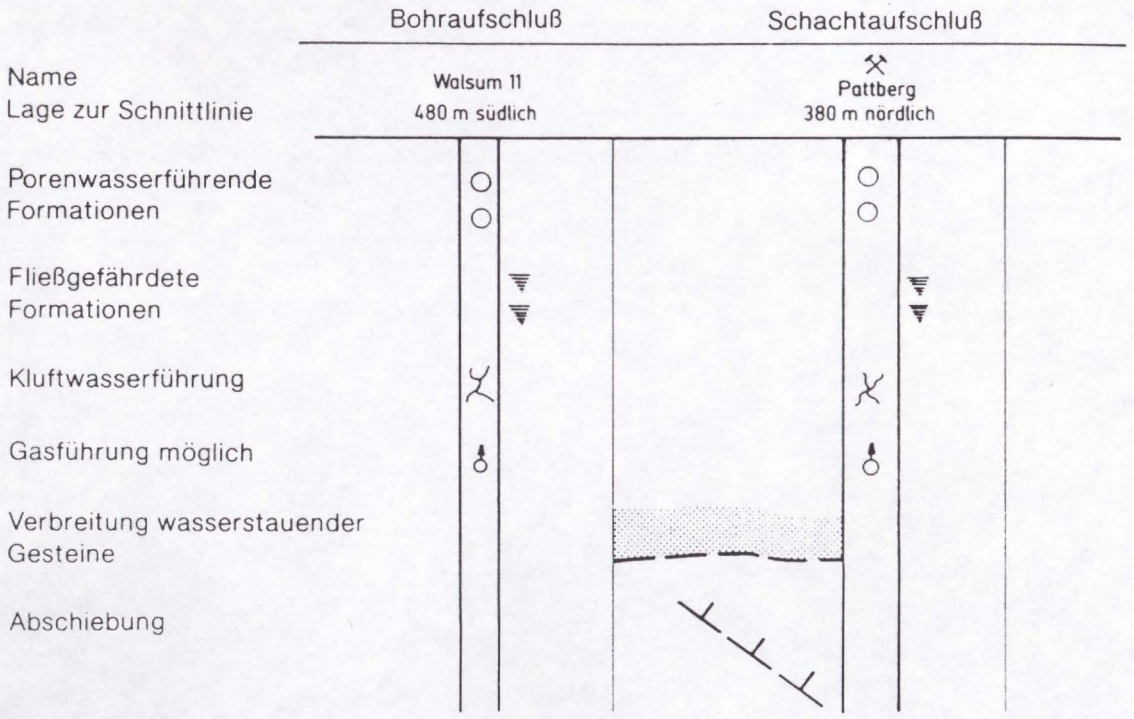
> Erste Allgemeine Verwaltungsvorschrift zum Abfallgesetz
> hier: Technische Anleitung zur Abfallentsorgung - TA - Abfall;
> 1. Teil: Sonderabfallentsorgung
> "Untertägige Ablagerung"
> Stand 23.01.89.

---

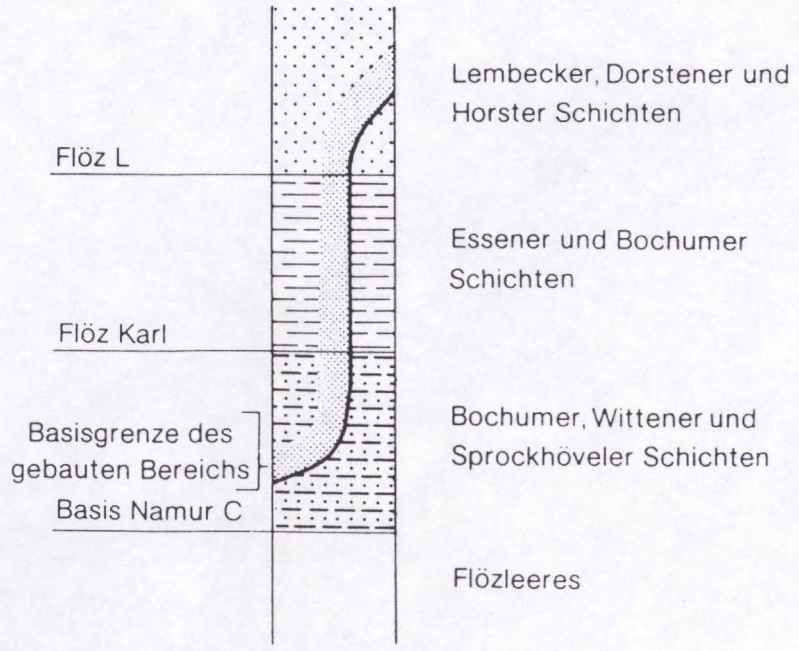
1) Rundverfügung des LOBA, NW Nr. A7 vom 30.9.1988 - 01.25.4-1-9 - Abfallentsorgung

Legende zu den Schnitten

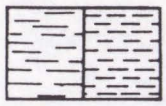
Allgemeine Symbole

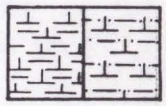


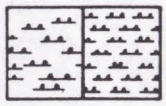
Lithostratigraphische Symbole im Karbon - Schnitt

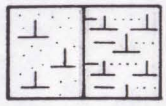


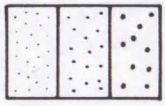
Petrographische Symbole im Deckgebirgs - Schnitt

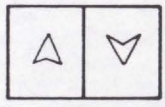
Ton / Tonstein 

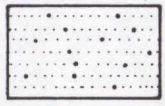
Tonmergelstein / Tonmergelstein, sandig 

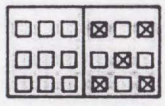
Schluff / Schluffstein 

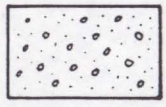
Feinsand, mergelig bis Feinsandmergel / Feinsand – mergelstein 

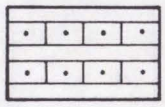
Fein- / Mittel- / Grobsand 

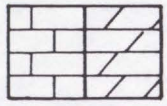
Anhydrist / Gips 

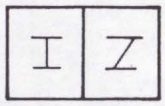
Sandstein 

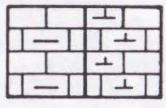
Steinsalz / Kalisalz 

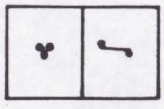
Kies und Sand 

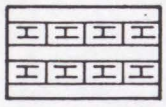
Kalksandstein - Bänke 

Kalkstein / Dolomit 

kalkig / dolomitisch 

Kalkstein, tonig / Kalkmergelstein 

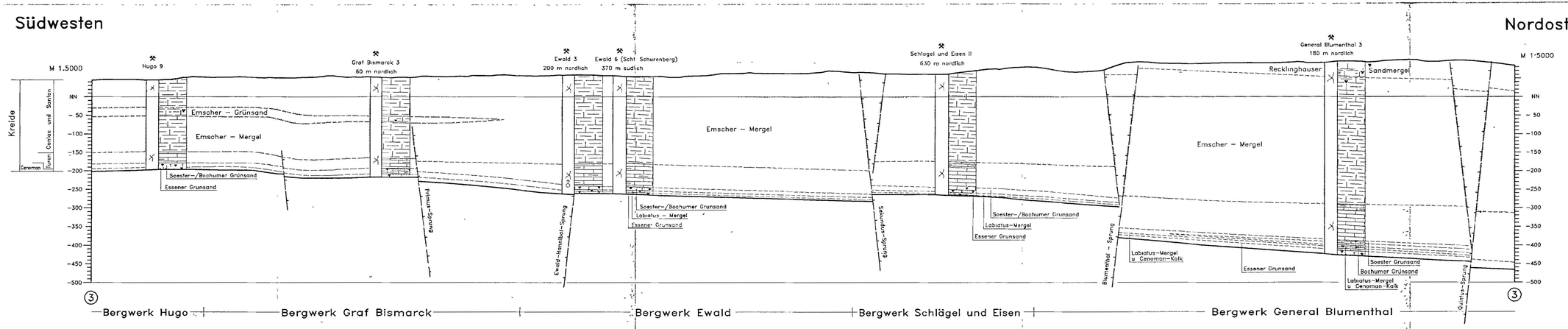
Glaukonit / Phosphorit 

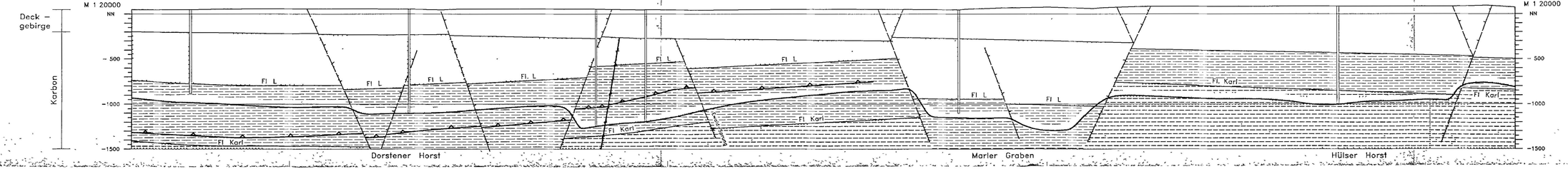
Kalkmergelstein - Bänke 

Fossilschill / Kieselknollen

Südwesten

Nordosten





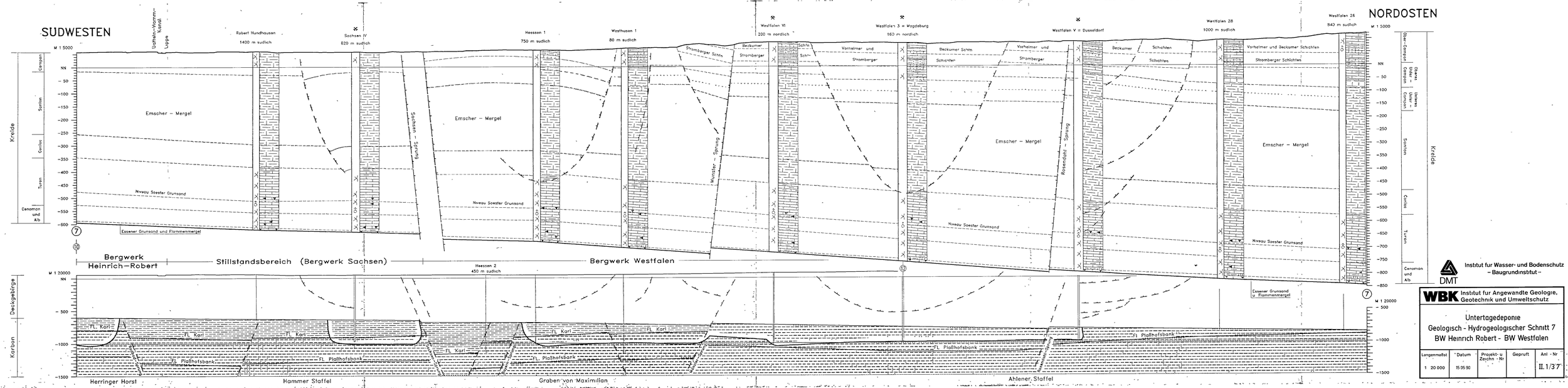
Institut fur Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut fur Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 3
BW Hugo - BW General Blumenthal

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
1 20 000	15.05.90			II.1/3.3



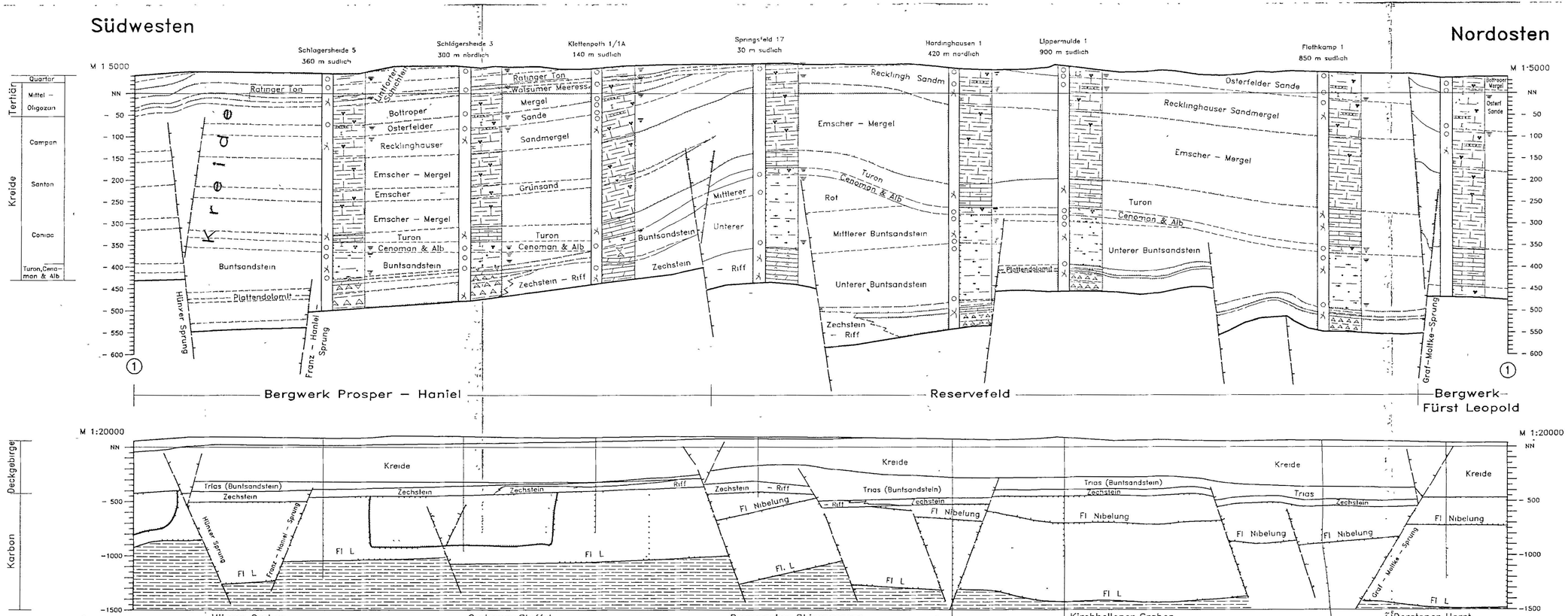
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 7
BW Heinrich Robert - BW Westfalen

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II.1/37



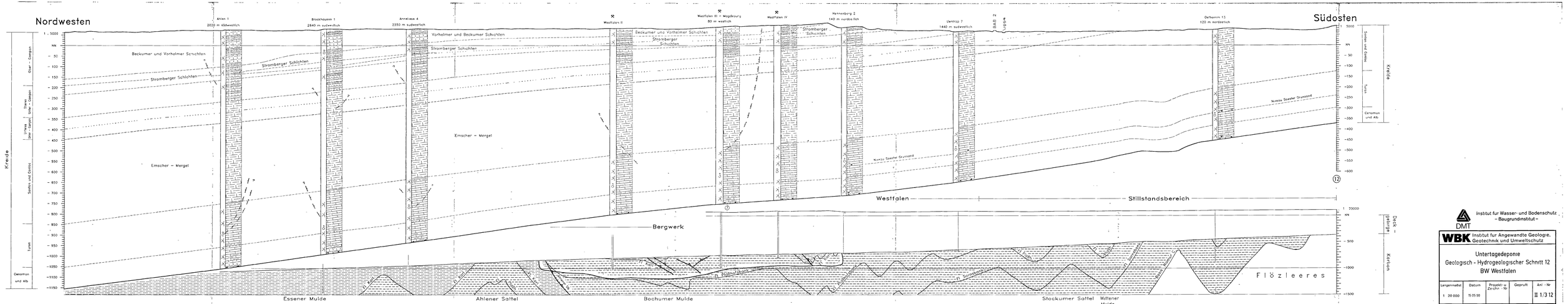
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 1 2
BW Prosper Haniel - BW Furst Leopold

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II 1/312

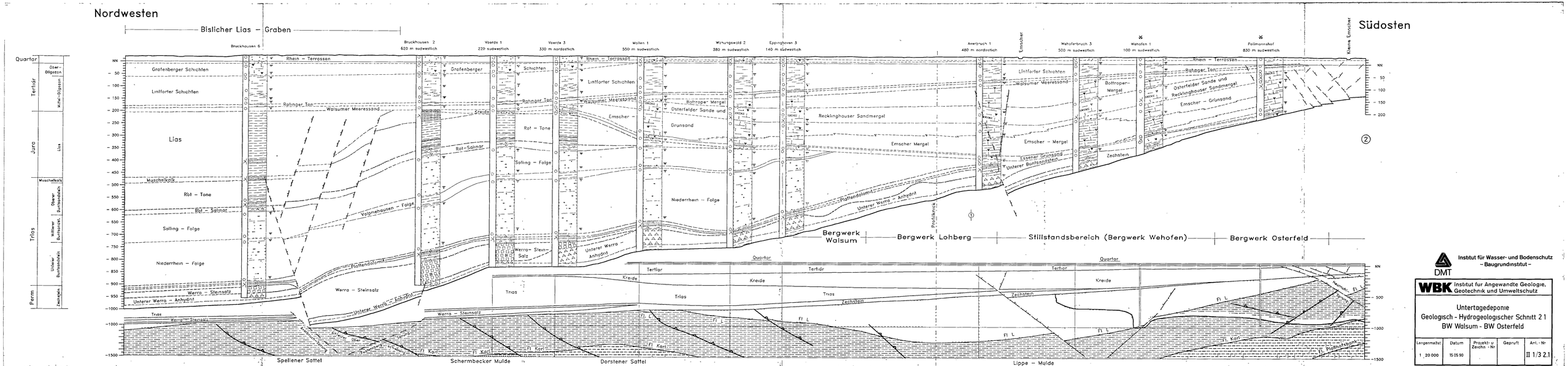


DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 12
BW Westfalen

Längenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.- Nr.	Geprüft	Anl.- Nr
1 : 20 000	15.05.90			II 1/3.12



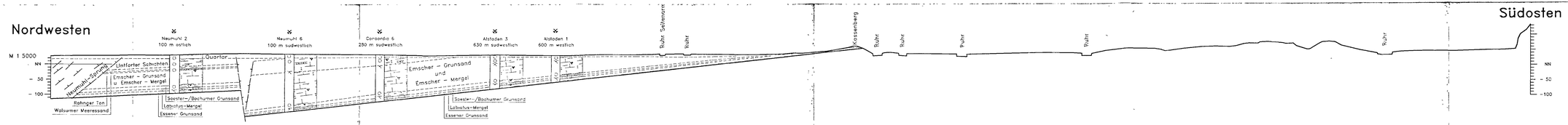
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

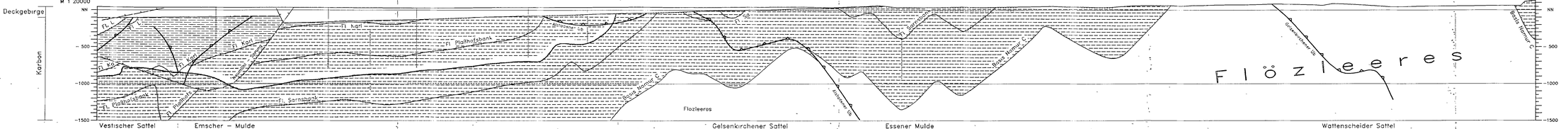
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 2.1
BW Walsum - BW Osterfeld

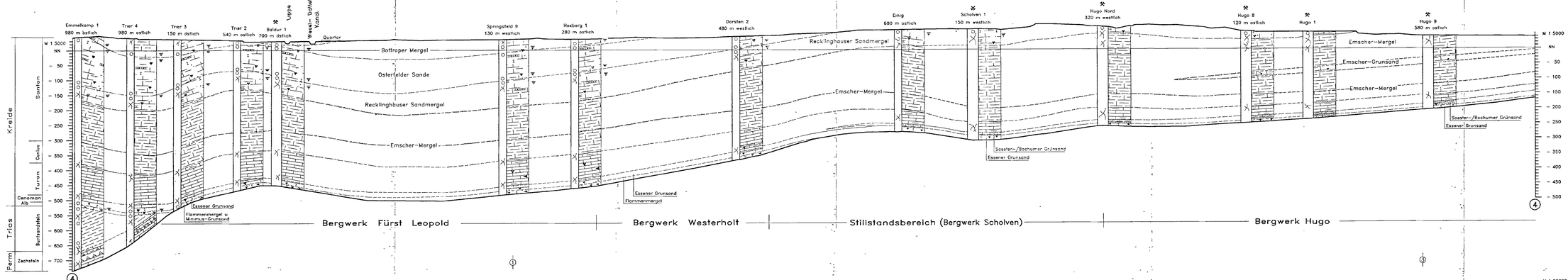
Längenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Gepruft	Anl.-Nr.
1 : 20 000	15.05.90			II 1/3 2.1

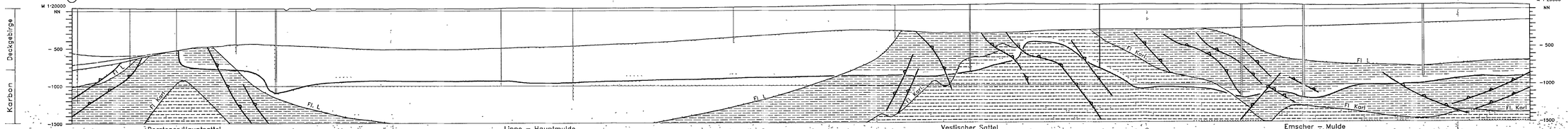


Stillstandsbereich (Bergwerk Neumühl)


M 1 20000
Deckgebirge
Karbon
NN
– 500
–1000
–1500
Fl. Katharina
Fl. Katharina
Fl. Katharina

Nordwesten — Dorstener Kreide-Mulde — Südosten





Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

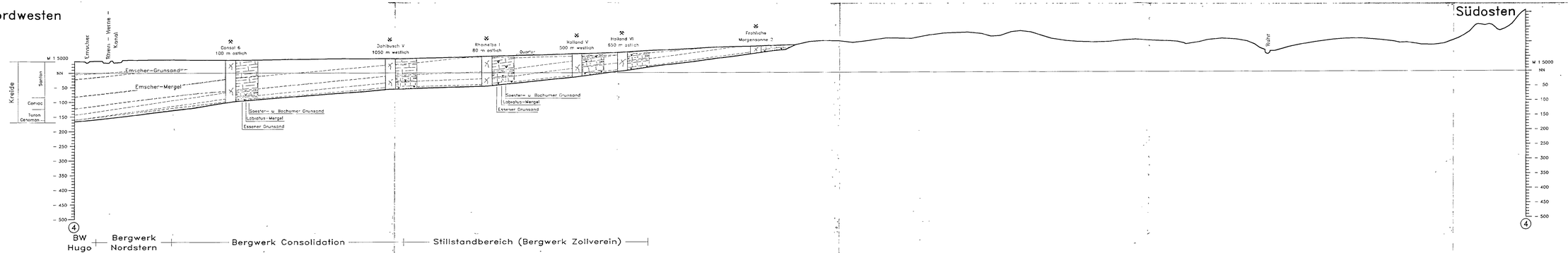
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

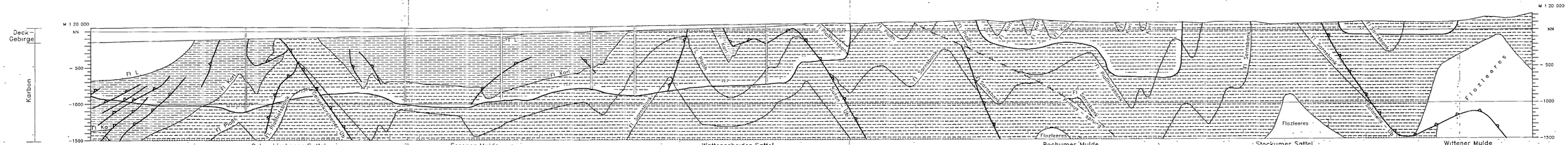
Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 4.1
BW Hugo

Längenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Geprüft	Anl.-Nr.
1 : 20.000	15.05.90.			II. 1/3.4/1

Nordwesten

Südosten





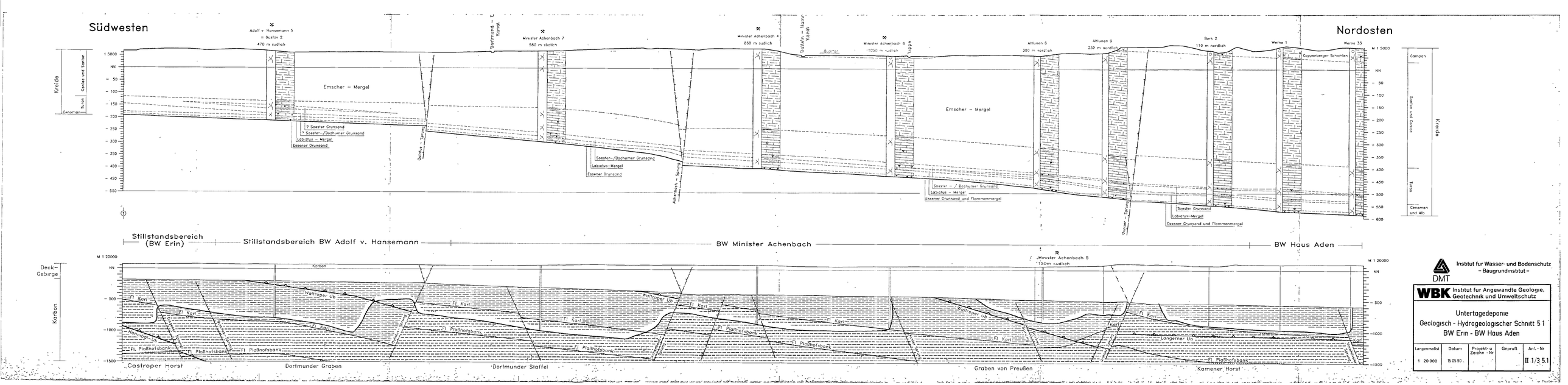
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

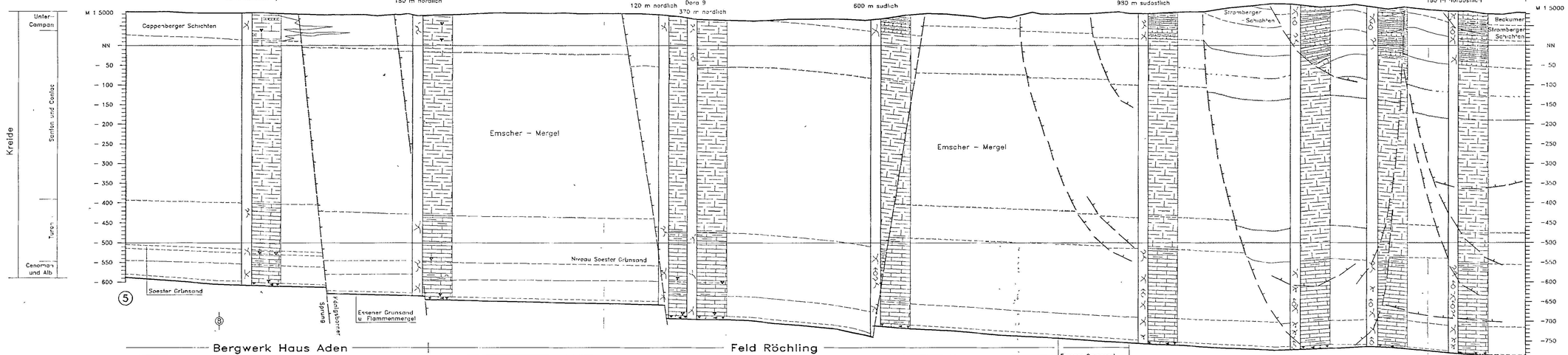
Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 4.2
BW Hugo - BW Fröhliche Morgensonne

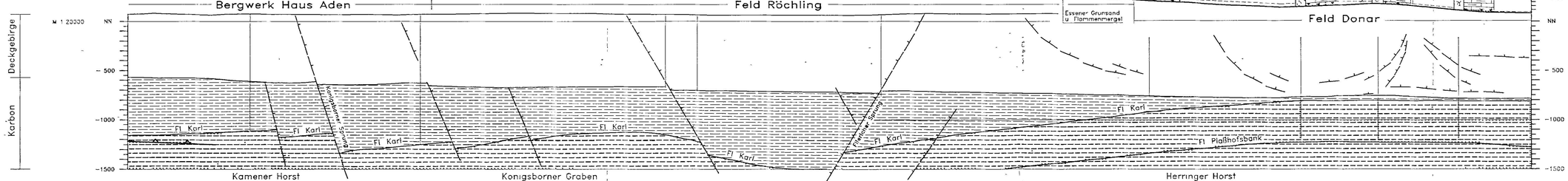
Langenmaßst.	Datum	Projekt- u Zeichn.-Nr	Geprüft	Anl.-Nr
1 : 20 000	15.05.90			II 1/3.4.2


Südwesten
Nordosten
Adolf v. Hansemann 5
= Gustav 2
470 m südlich
Dortmund – Ems Kanal
Minister Achenbach 7
580 m südlich
Minister Achenbach 4
850 m südlich
Castrop – Rauxel Kanal
Minister Achenbach 6
1250 m südlich
Lippe
Alstaden
Alstaden 6
380 m nördlich
Alstaden 9
250 m nördlich
Bork 2
110 m nördlich
Werne 1
Werne 33
M 1:5000
Kreide
Cenoman
Turon
Coniac und Santon
Campan
Emscher – Mergel
? Soester Grünsand
? Soester-/Bochumer Grünsand
Labiatus – Mergel
Essener Grünsand
Soester-/Bochumer Grünsand
Essener Grünsand und Flammenmergel
Soester Grünsand
Coppenberger Schichten
Oelinghausen – Sprung
Achenbach – Sprung
Unser – Sprung
Stillstandsbereich (BW Erin)
Stillstandsbereich BW Adolf v. Hansemann
BW Minister Achenbach
BW Haus Aden
Minister Achenbach 5
150m südlich
M 1:20000
Deck-Gebirge
Karbon
Fl. Karl
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Fl. Plattenbank
Wattenscheider Sprung
Wattenscheider Sprung
Wattenscheider Sprung

Südwesten

Nordosten



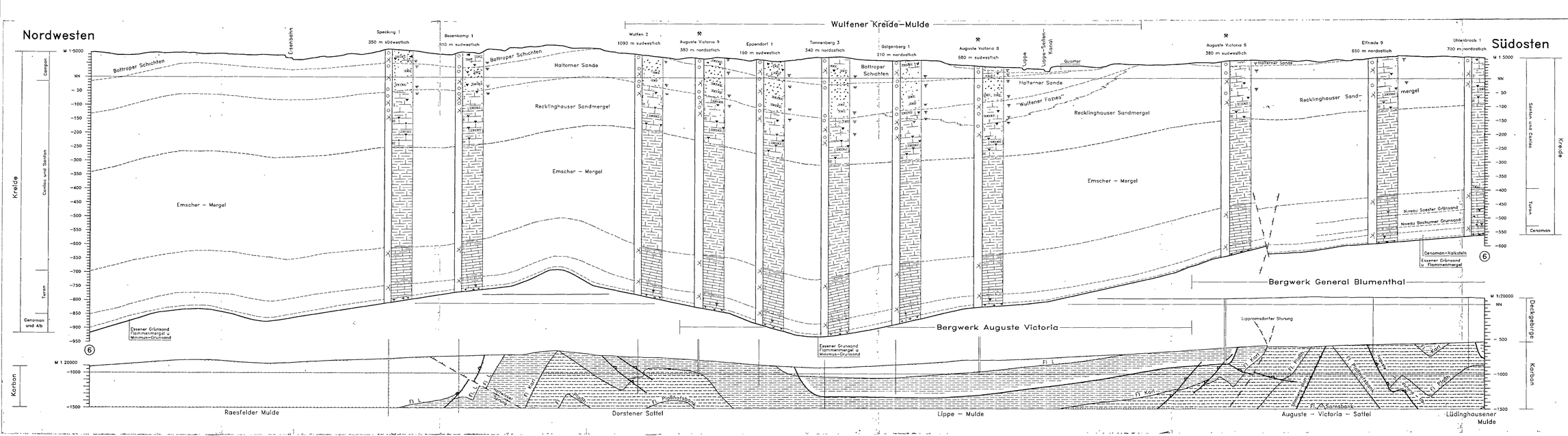


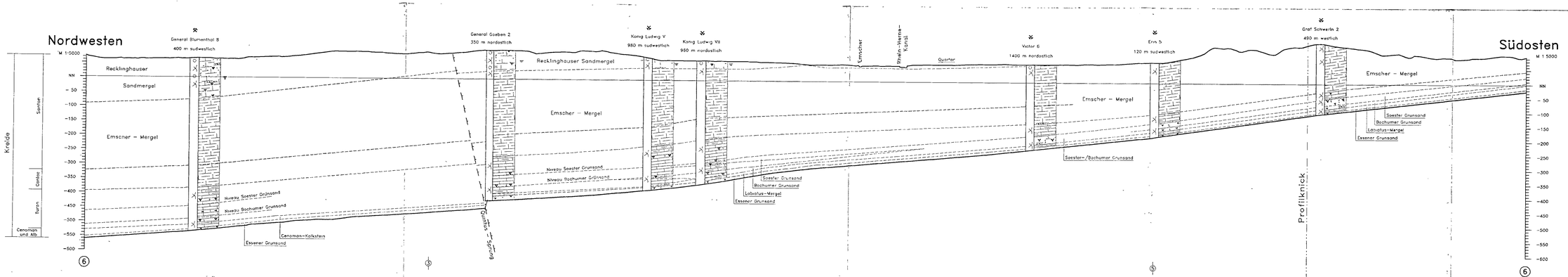
DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 5 2
BW Haus Aden - Feld Donar

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Geprüft	Anl - Nr
1 20 000	15.05.90			II 1/3 5 2


Nordwesten
Südosten
Wulfener Kreide-Mulde
Bergwerk General Blumenthal
Bergwerk Auguste Victoria
Kreide
Karbon
Campan
Coniac und Santon
Turon
Cenoman und Alb
Cenoman
Senon und Coniac
Turon
Deckgebirge
Karbon
M 1:5000
M 1:20000
NN
Eisenbahn
Specking 1
350 m südwestlich
Besenkamp 1
310 m südwestlich
Wulfen 2
1090 m südwestlich
Auguste Victoria 9
380 m nordöstlich
Eppendorf 1
150 m südwestlich
Tannenberg 3
340 m nordöstlich
Galgenberg 1
210 m nordöstlich
Auguste Victoria 8
680 m südwestlich
Lippe
Lippe-Seiten-Kanal
Quartär
Auguste Victoria 6
380 m südwestlich
Elfnede 9
850 m nordöstlich
Uhlenbrock 1
700 m nordöstlich
Bottroper Schichten
Halterner Sande
Recklinghauser Sandmergel
Emscher - Mergel
"Wulfener Fazies"
Essener Grünsand
Flammenmergel u.
Minimus-Grünsand
Niveau Soester Grünsand
Niveau Bochumer Grünsand
Cenoman-Kalkstein
Essener Grünsand
u. Flammenmergel
Lüganmsdorfer Störung
Raesfelder Mulde
Dorstener Sattel
Lippe - Mulde
Auguste - Victoria - Sattel
Lüdinghausener Mulde
Fl. L
Fl. Karl
Fl. Plattenbank
Fl. Sarnsbank
Fl. Dickebank
Fl. Flöz
Fl. Plattenbank
Fl. Flöz
Fl. Sarnsbank
Fl. Dickebank
Fl. Flöz
Fl. Flöz
Fl. Plattenbank
Fl. Karl
Fl. Sarnsbank
Plattenbank
Fl. Karl
Fl. Plattenbank
Fl. Sarnsbank
Fl. Dickebank
Fl. Flöz
Fl. Flöz
Fl. Plattenbank
Fl. Karl

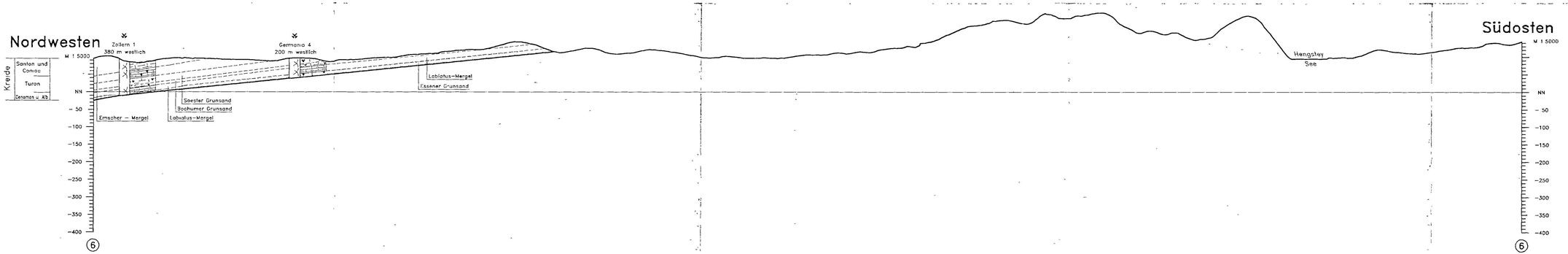


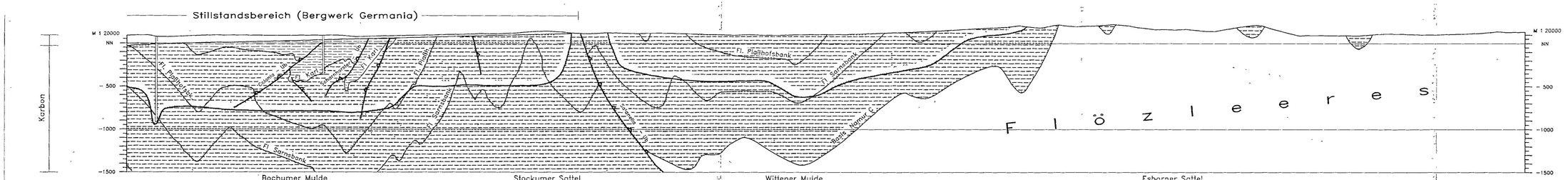
DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

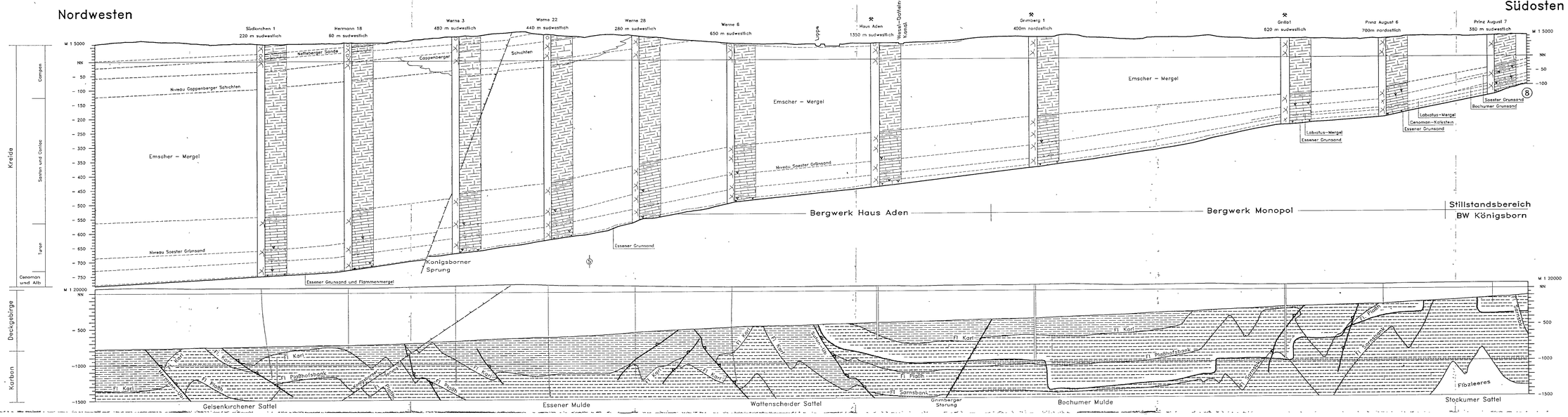
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 6 2
BW General Blumenthal -
BW Friedrich der Große

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II 1/3 6 2




Stillstandsbereich (Bergwerk Germania)
M 1 20000
NN
– 500
–1000
–1500
Karbon
Fl. Plattenbank
Fl. Sarnbank
Fl. Plattenbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarnbank
Fl. Plattenbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarnbank
Fl. Sarn



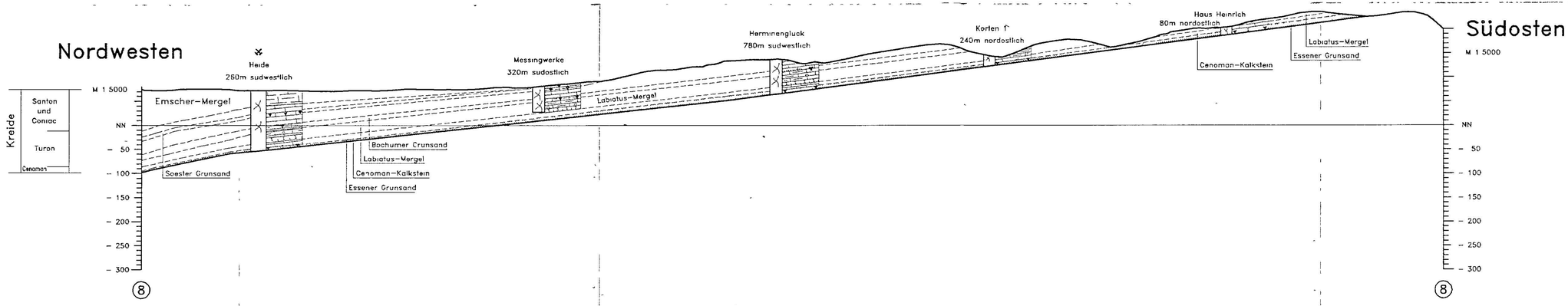
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

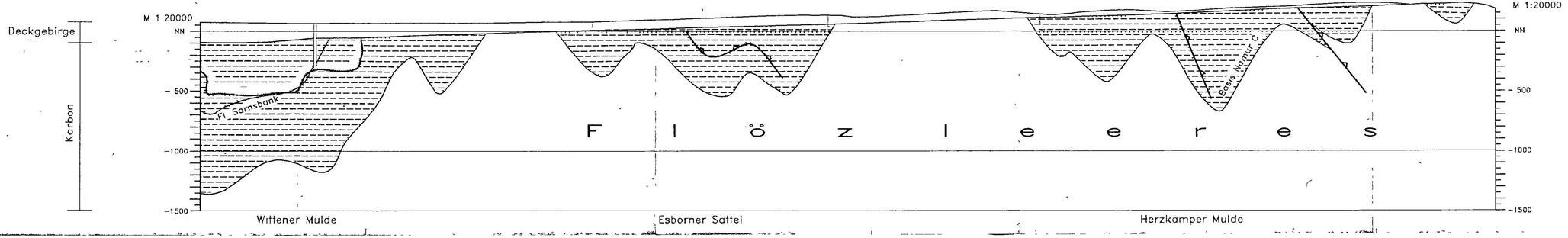
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 8 1
BW Haus Aden - BW Königsborn

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Geprüft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II 1/3 81



– Stillstandsb. (BW Königsborn) –

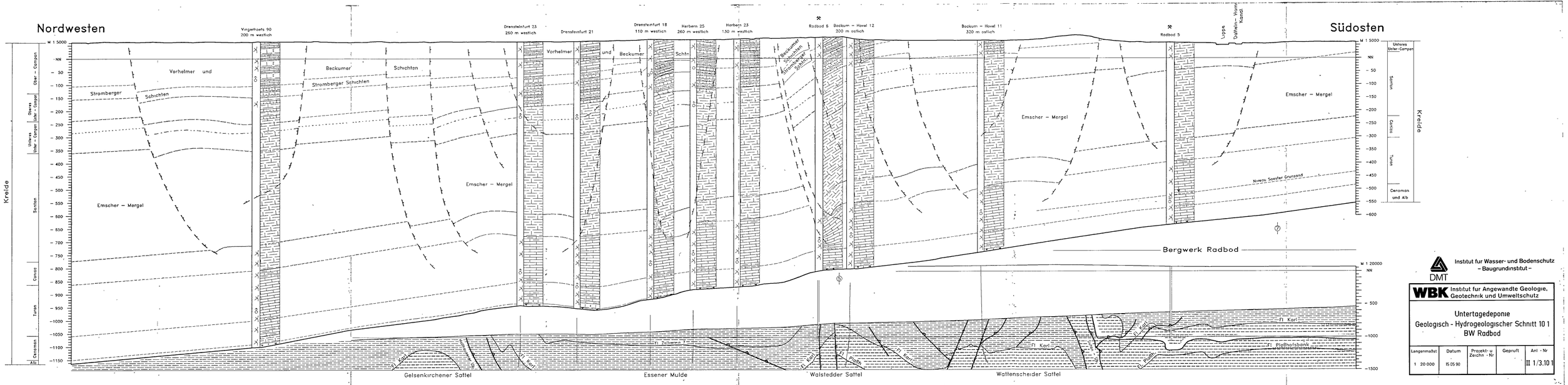


DMT
Institut fur Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK Institut fur Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 8 2
BW Konigsborn

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II 1/3 8 2



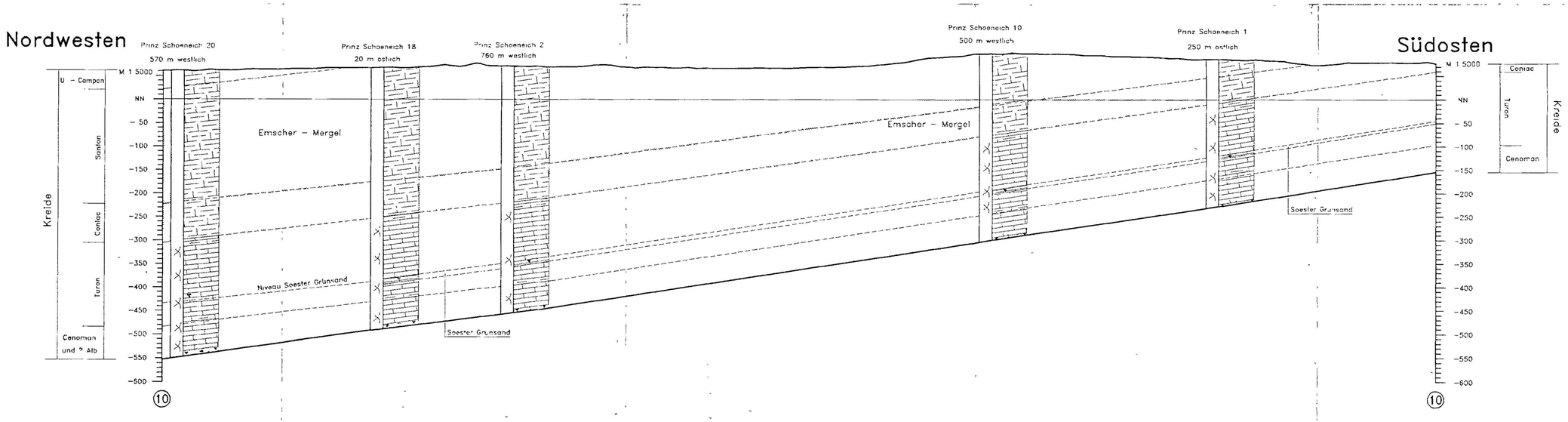
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

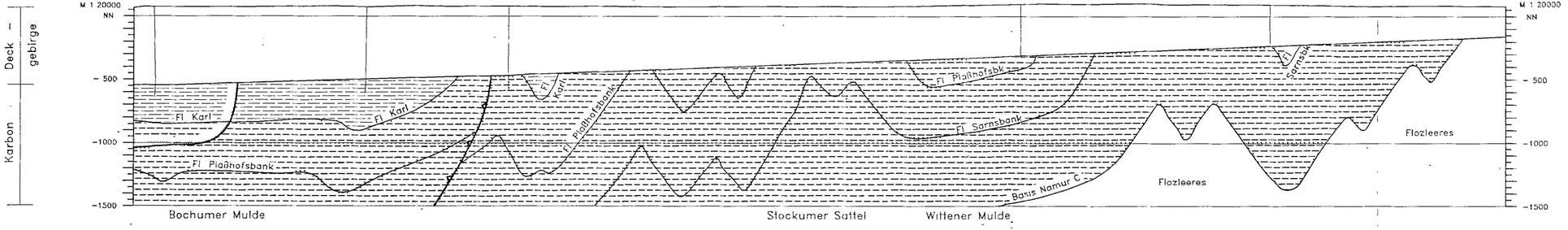
DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 10 1
BW Radbod

Längenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Geprüft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II 1/3.10 1





DMT
Institut fur Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK Institut fur Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Geologisch - Hydrogeologischer Schnitt 10 2
BW Radbod

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II 1/3 10 2

BAG LIPPE

BAG WESTFALEN

BAG NIEDERRHEIN

Fürst Leopold

Lippe

Emscher - Lippe

Schlagel u. Eisen 7

Westerholt 3

Waltrop 1

Victoria 1/2

Haus Aden 1

Grimberg 2

Grillo 4

Ickern 3

Minister Achenbach 2

Grillo 1

Königsborn 4

Westfalen 1/2

Radbod 5

Robert

Gneisenau 4

Minister Stein 4

Hansa

Lohberg 2

Hugo 2/8

Ewald 2/7

Recklinghausen Sch. 4

Franz Haniel 2

Prosper 6

Prosper II Sch. 8

Nordstern 1/2

Consolidation 3

General Blumenthal 11

Osterfeld 1/3

Zollverein 1

Holland

Carolinengluck 2/3

Robert Muser

Walsum 1/2

Pattberg 1

Rheinpreußen 9

Concordia 2

Marie

Salzer - Amalie

Heinrich

Friedlicher Nachbar

Ewald Fortsetzung

Schonnen

Ruhr

Rhein

Emscher

Lippe

Stever

Werse

Tektonische Störungen an der Karbonoberfläche

- Sprung (Abschiebung) (Einfallsrichtung im Deckgebirge)
- Sprung (Abschiebung) (Einfallsrichtung im Karbon)
- Umkehrverwerfung an der Deckgebirgsbasis

Verbreitung der Formationen an der Deckgebirgsbasis

- Zechstein auf Karbon
- Kreide auf Karbon
- Tertiär auf Karbon
- Steinsalzverbreitung im Zechstein 1
- Förderschacht
- Pumpschacht ZWH
- Pumpschacht
- BAG - Grenzen

Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Deckgebirge an der Karbonoberfläche

Maßstab	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Geprüft	Anl - Nr
1 100 000	15 05 90			II. 1/4

NAMUR C

Sprockhoveler Schichten

Zeche Gottessegen
Zeche Herbede

WESTFAL A

Wittener Schichten

Zeche Prinz Regent
Zeche Engelsburg

Bochumer Schichten

Zeche Ver Bonifacius

WESTFAL B

Essener Schichten

Zeche Bergmannsgluck /
Westerholt

WESTFAL C

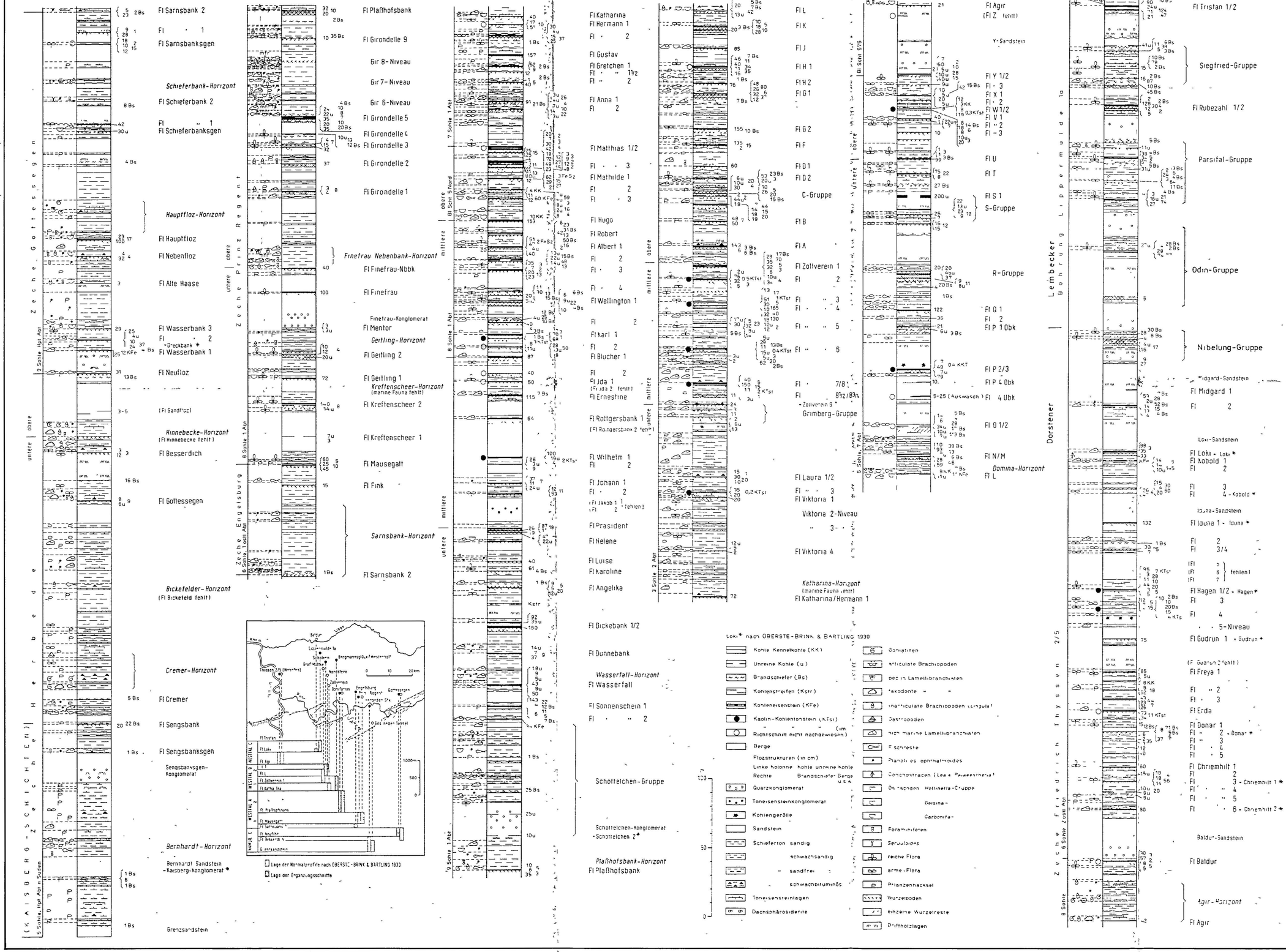
Horster Schichten

Zeche Scholven

Dorstener Schichten / Lembecker Schichten

Zeche Friedr Thyssen 2/5 und
Bohrung Lippermulde 1a

(vorgeschlagene Flozbenennung
von FIEBIG und MICHELAU 1969)



Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Richtschichtenschnitt
des flozführenden Oberkarbons im
rechtsrheinischen Steinkohlengebirge

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
1 20 000	15 05 90			II 1/5

Stratigraphische Einheit

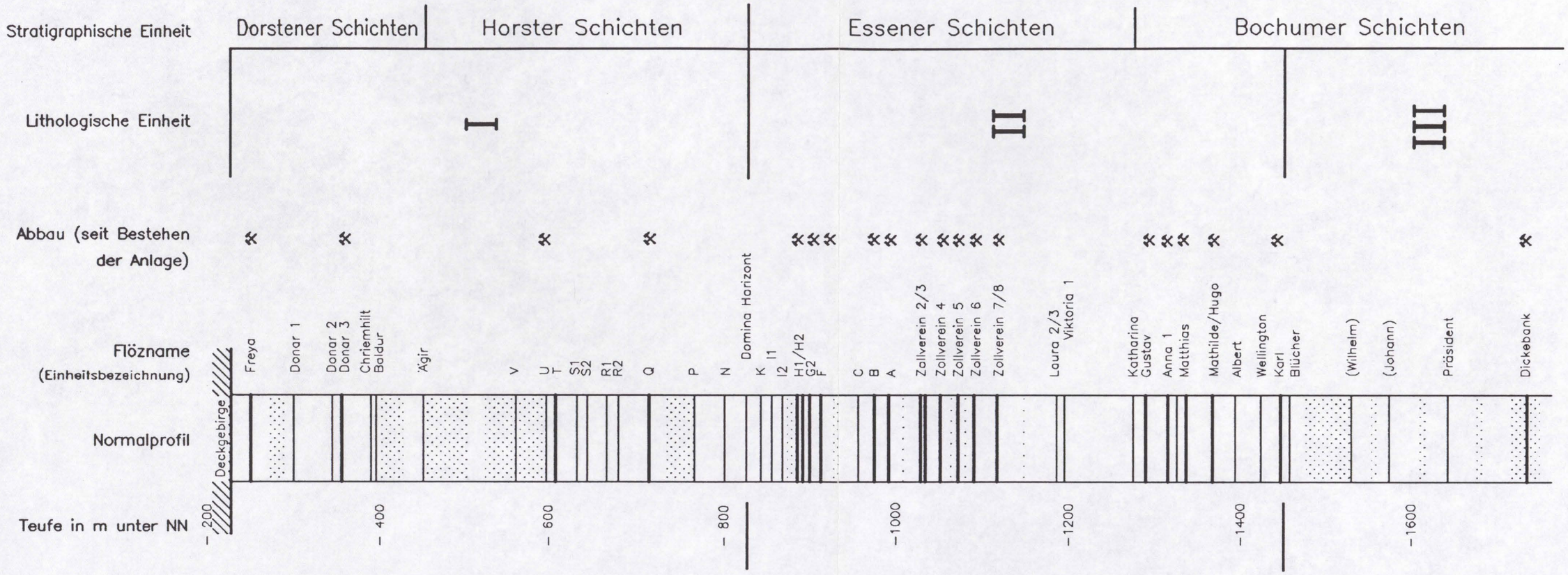
Lembecker Schichten | Dorstener Schichten | Horster Schichten | Essener Schichten

Lithologische Einheit

I II

Mächtigkeit > 1m

+ + + +



Deckgebirge

Schieferton

Sandstein

Flöz (Mächtigkeit < 1m)

Flöz (Mächtigkeit > 1m)

DMT

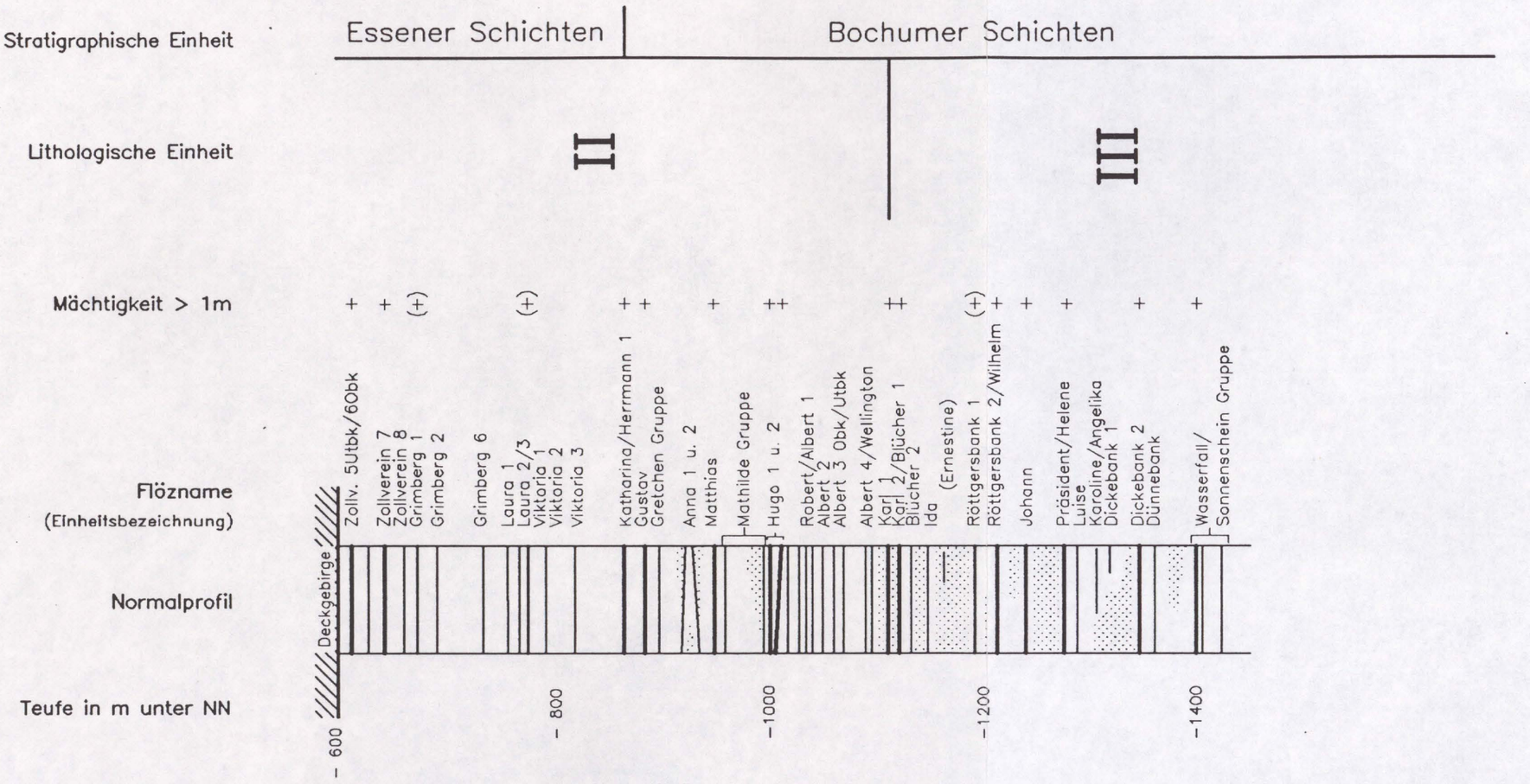
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie

Normalprofil

des flözführenden Oberkarbons
in der Emscher Mulde, Dorstener Horst
Bergwerk Hugo

Maßstab	Datum	Projekt–u. Zeichn.–Nr.	Geprüft	Anl.–Nr.
1:5000	15.05.90			II. 1/6.2



Deckgebirge

Schieferton

Sandstein

Flöz (Mächtigkeit < 1m)

Flöz (Mächtigkeit > 1m)

DMT

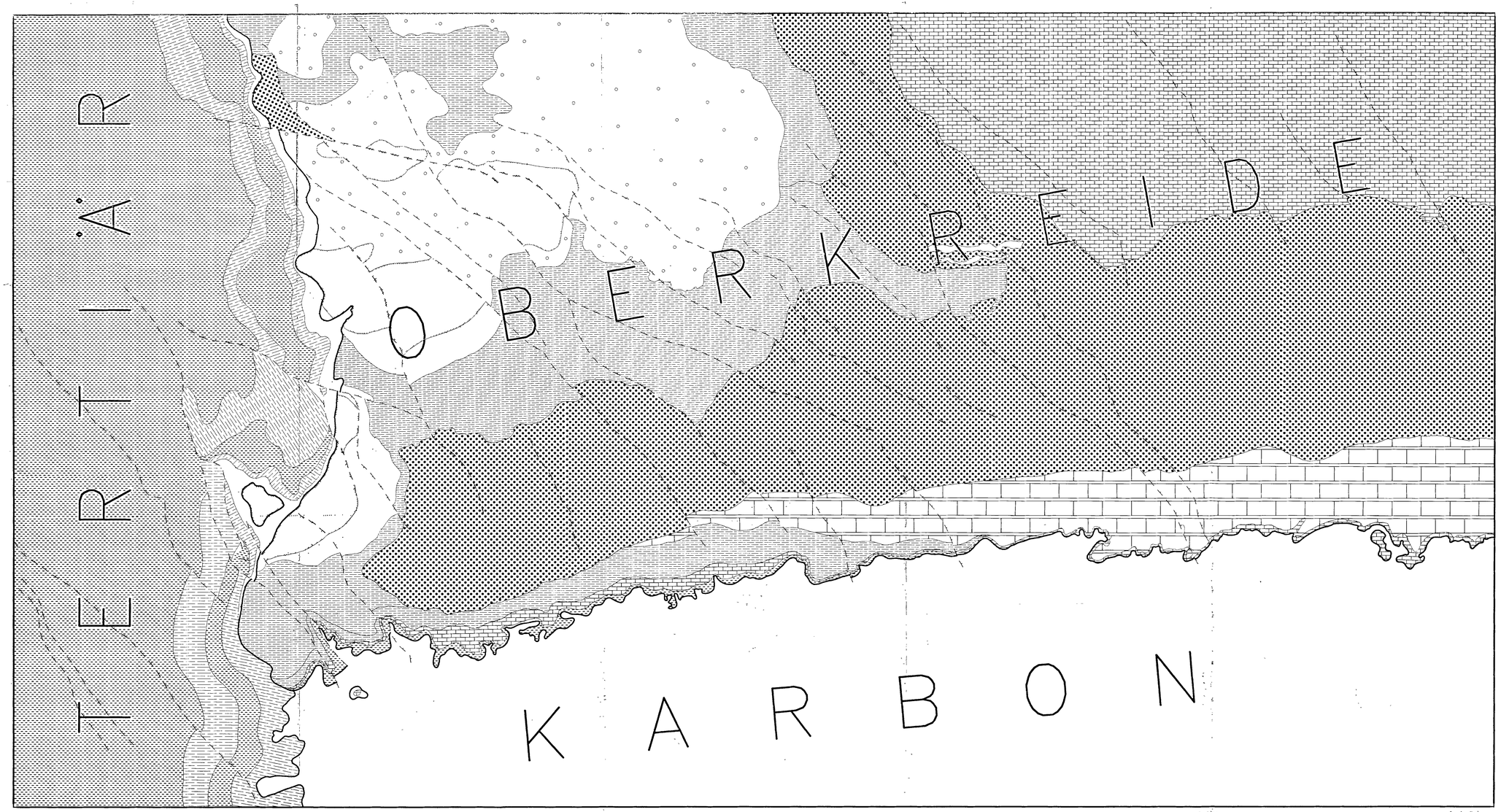
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie

Normalprofil

des flözführenden Oberkarbons
in der Essener Mulde, Kamener Horst
Bergwerk Haus Aden Nord

Maßstab	Datum	Projekt–u. Zeichn.–Nr.	Geprüft	Anl.–Nr.
1:5000	15.05.90			II. 1/6.3



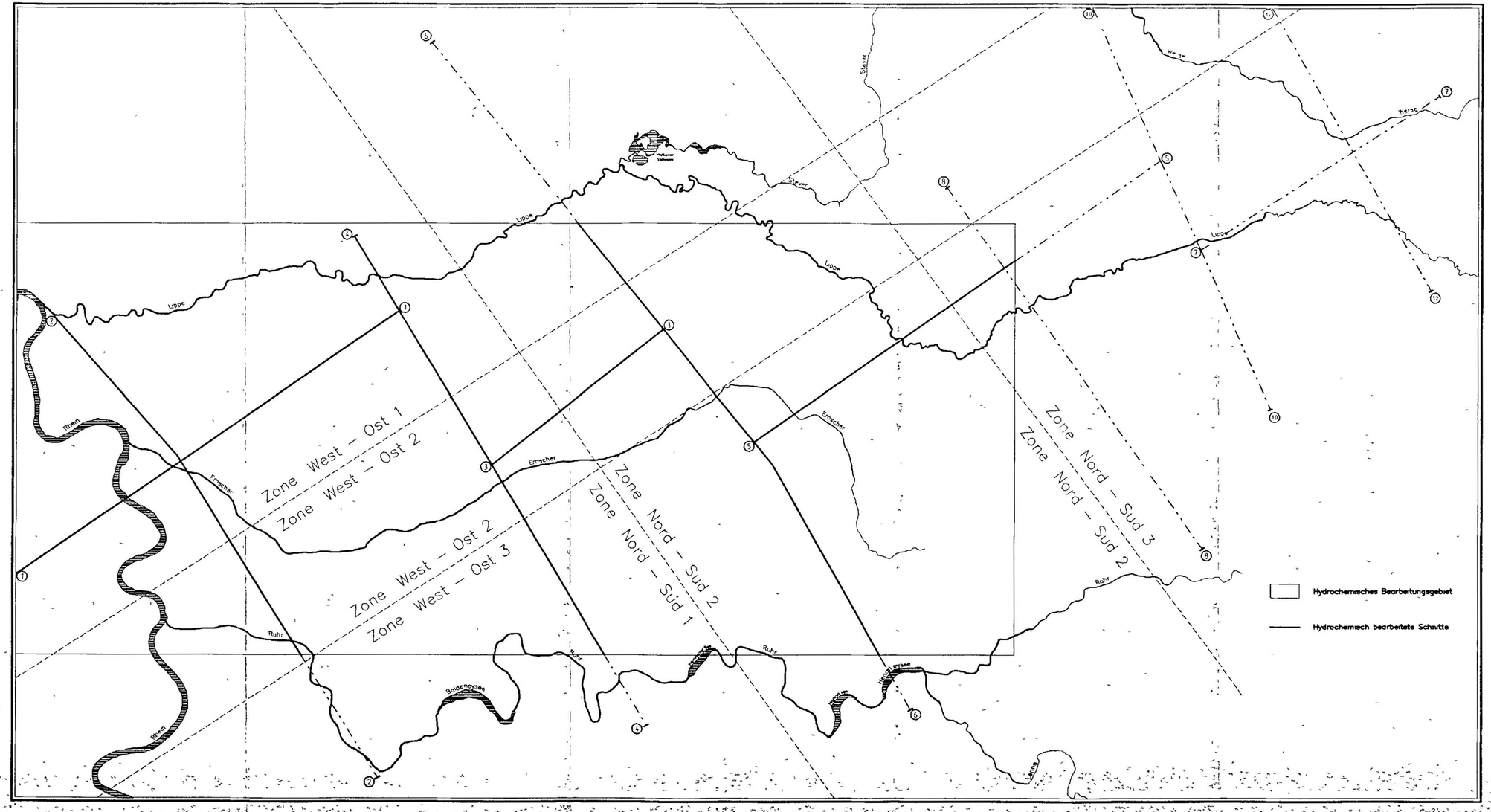
Gesteinsausbildung (lokale Bezeichnung)	Hydrologische Charakterisierung
Kalkstein (Turon- und Cenoman - Kalksteine am Haarstrang)	Karstgrundwasserleiter
Kalkmergelstein bis Kalkstein (Lüneburg - Mergel im südlichen Revier Essener Grünsand am Haarstrang, höheres Campan im Nordosten)	Kluftgrundwasserleiter
Sandmergelstein, z T mit Kalksandstein (Recklinghäuser Sandmergel Emscher - Grünsand Soester- / Bochumer Grünsand Dülmener Sandkalke und Cappenberger Schichten)	Kluft- / Porengrundwasserleiter
Sand, z T mergelig (Osterfelder- / Haltemer Sande Walsumer Moressand Nottelberger Bänke)	Porengrundwasserleiter, mäßig ergiebig
Sand (Haltemer Sande)	Porengrundwasserleiter, ergiebig
Ton und Schluff, z T wenig fest (Recklinger Ton, tertiäre Leitfolge-Schichten)	Grundwasserstauer
Sand, schluffig - tonig (tertiäre Leitfolge-Schichten Gladenbeiger und Essener Grünsand im Südwesten)	Grundwasserstauer
Tonmergelstein und Sandmergelstein (Buttroper Mergel)	Grundwasserstauer im ausgehenden Kluftgrundwasser
Tonmergelstein, z T sandig (Emscher - Mergel)	Grundwasserstauer im ausgehenden Kluftgrundwasser

Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –
DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Deckgebirge. Lithostratigraphie und Tektonik

Maßstab	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Geprüft	Anl - Nr
1 100 000	15 05 90			II. 1/7



Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

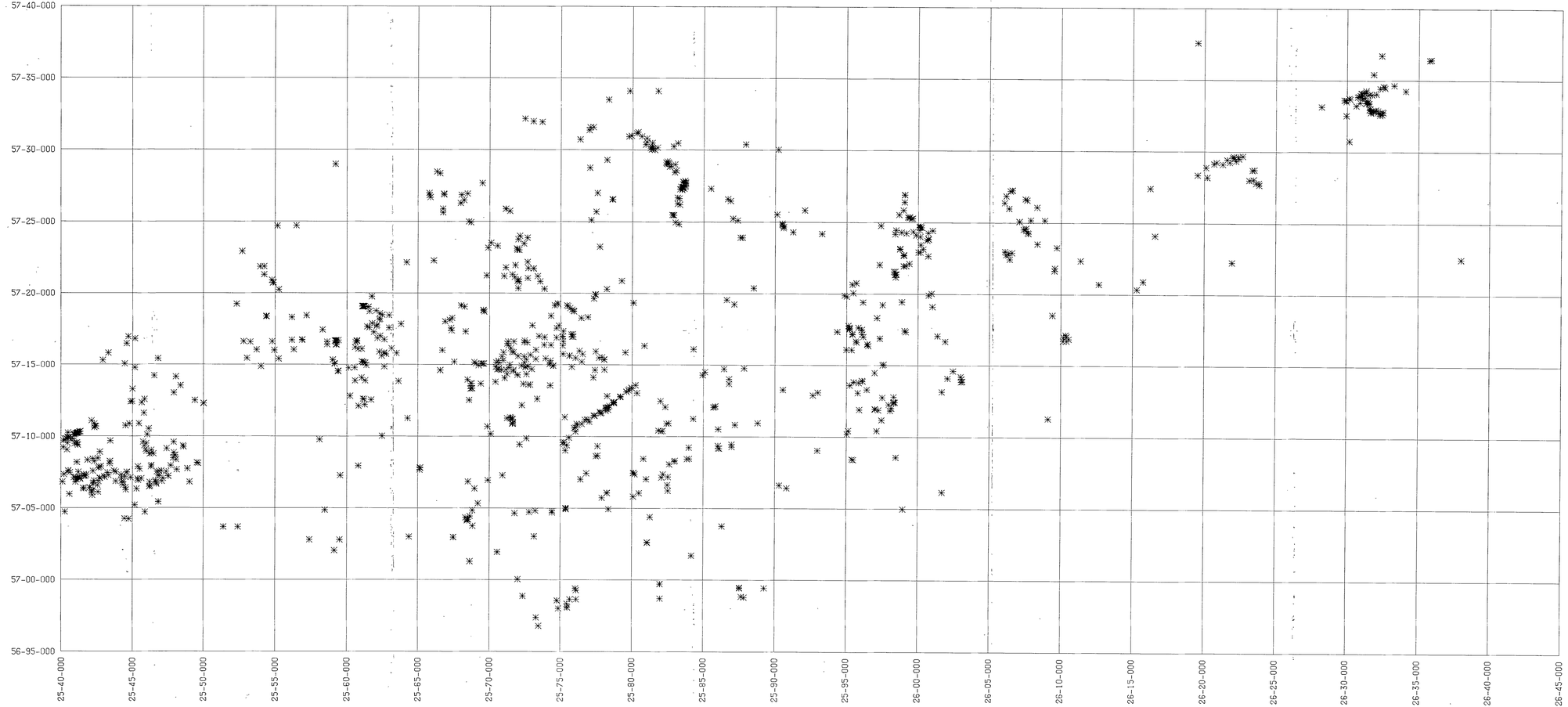
DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Hydrochemische Übersichtskarte

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Geprüft	Anl - Nr
1 200 000	15 05 90			II. 3/1



Institut fur Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

DMT

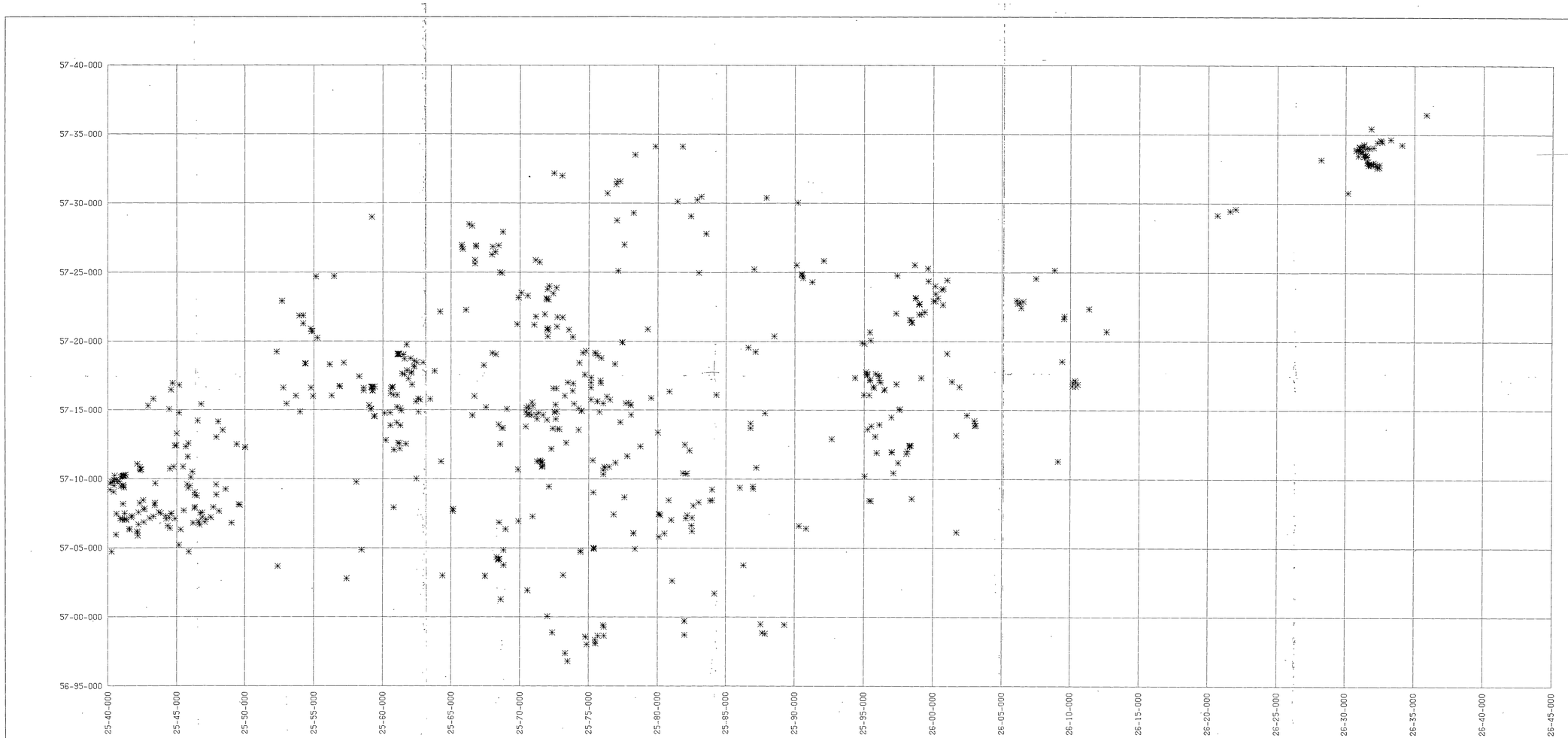
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Übersichtskarte Analysenpunkte

Chlorid

Maßstab	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr.	Geprüft	Anl - Nr
1 100 000	15 05 90			II. 3 /2

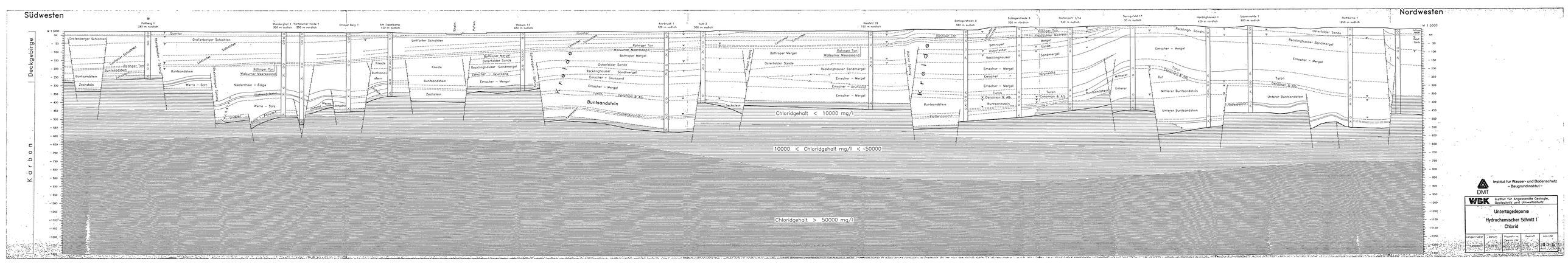


Institut fur Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –
DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Übersichtskarte Analysenpunkte
Sulfat

Maßstab	Datum	Projekt- u. Zeichn. - Nr.	Geprüft	Anl. - Nr
1 100 000	15 05 90			II. 3 /3



DMT
Institut fur Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

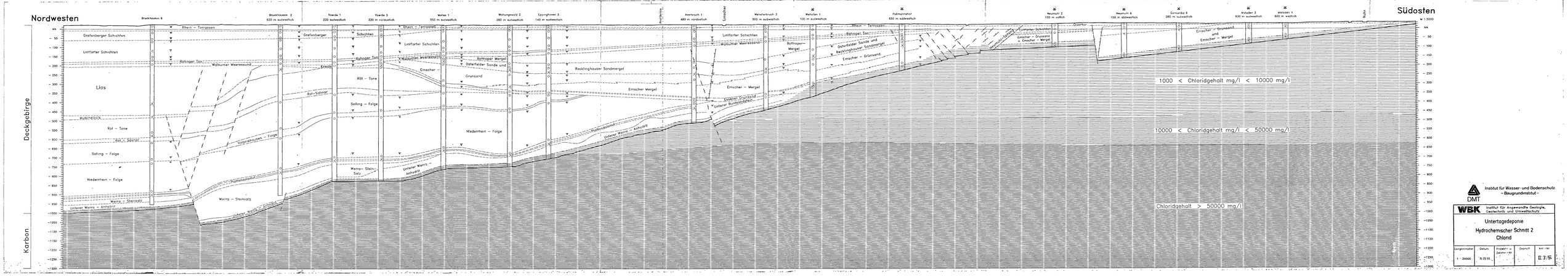
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Hydrochemischer Schnitt 1

Chlorid

Ursprungsmaßst.	Datum	Projekt-Nr.	Gezeichnet	Anl.-Nr.
				III.3.6



DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

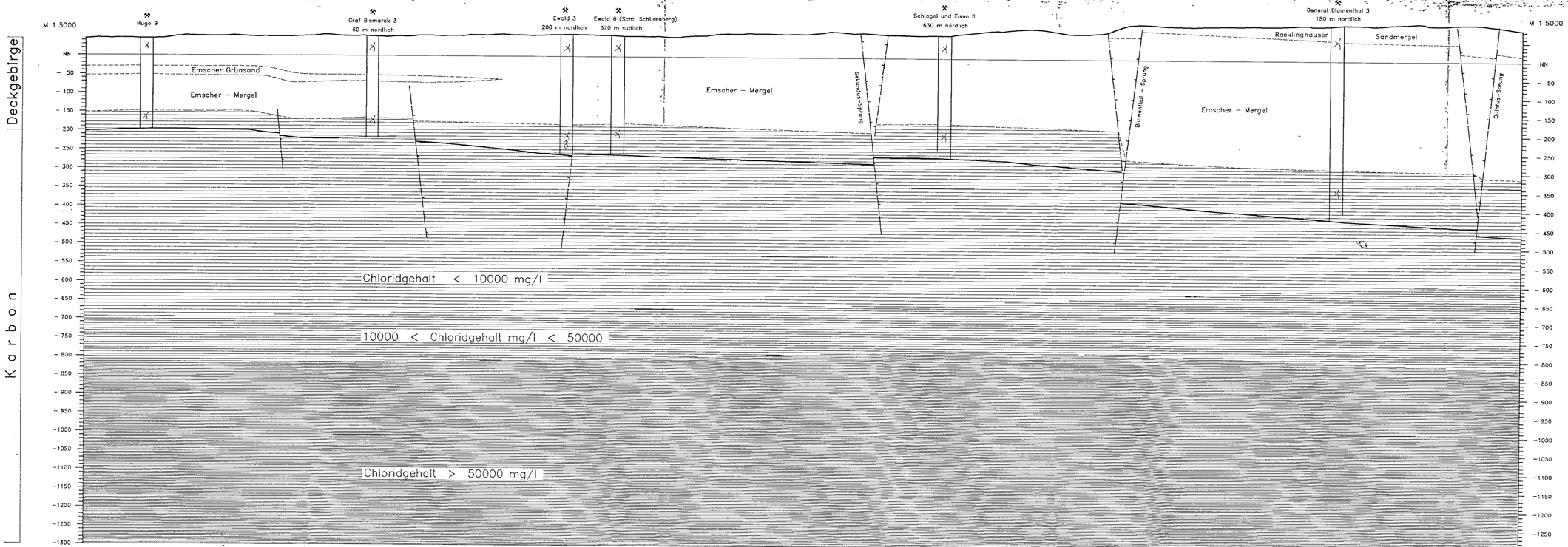
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Hydrochemischer Schnitt 2
Chlorid

Längenmaßstab	Datum	Projekt- u. Zeichen-Nr.	Geprüft	Anl.-Nr.
1 : 20000	15.05.93			II. 3/5.

Südwesten

Nordosten



DMT

Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

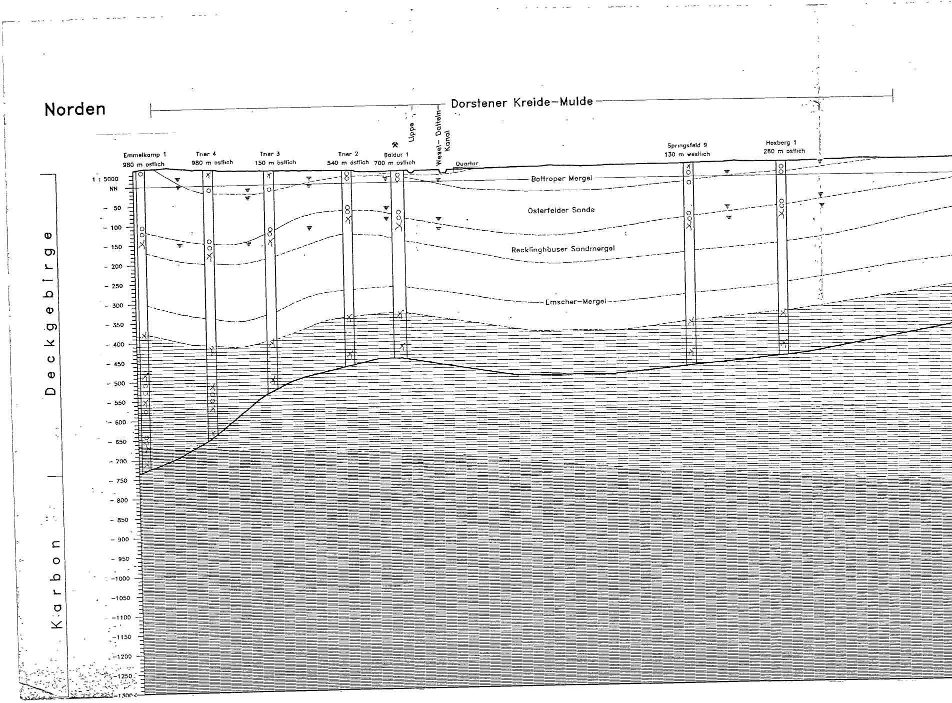
IWBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

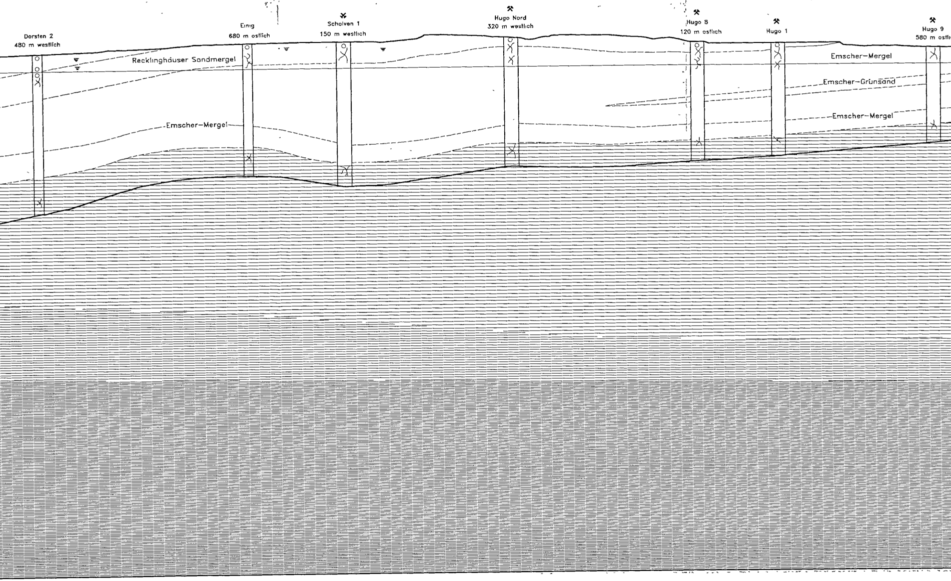
Untertagedeponie

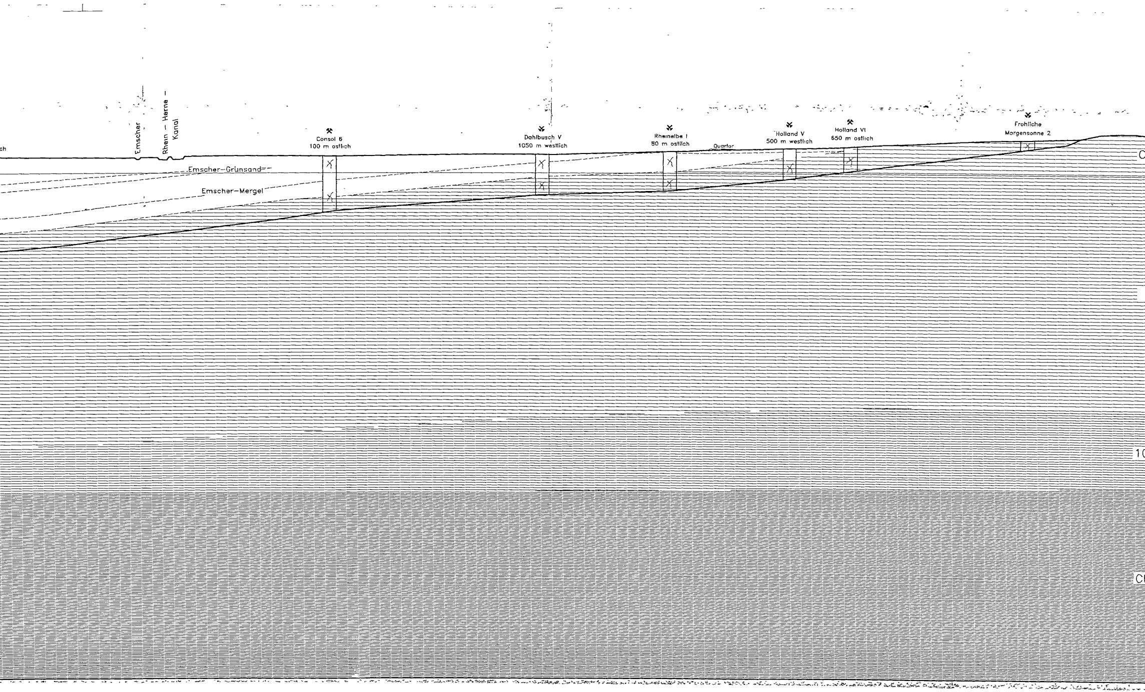
Hydrochemischer Schnitt 3

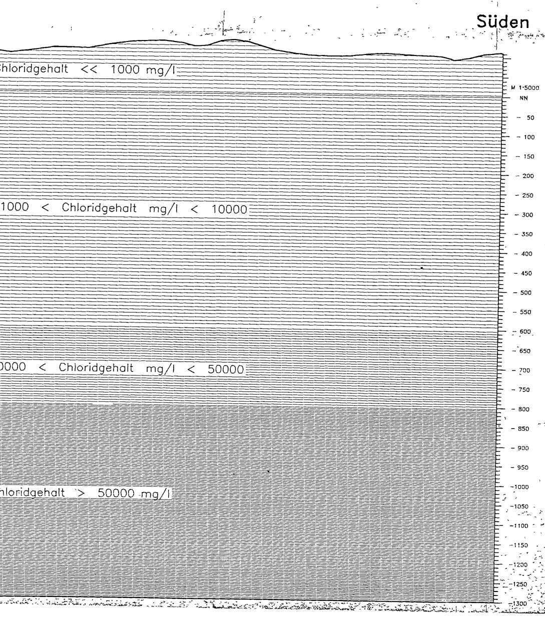
Chlorid

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn -Nr	Geprüft	Anl -Nr
1 : 20000				II 3/6


Norden
Dorstener Kreide-Mulde
Lippe
Wesel- Datteln-Kanal
Emmelkamp 1
980 m ostlich
Trier 4
980 m ostlich
Trier 3
150 m östlich
Trier 2
540 m östlich
Baldur 1
700 m ostlich
Springsfeld 9
130 m westlich
Hoxberg 1
280 m ostlich
Quartar
Bottroper Mergel
Osterfelder Sande
Recklinghäuser Sandmergel
Emscher-Mergel
1 : 5000
NN
- 50
- 100
- 150
- 200
- 250
- 300
- 350
- 400
- 450
- 500
- 550
- 600
- 650
- 700
- 750
- 800
- 850
- 900
- 950
-1000
-1050
-1100
-1150
-1200
-1250
-1300
Deckgebirge
Karbon


Dorsten 2
480 m westlich
Emig
680 m ostlich
Scholven 1
150 m westlich
Hugo Nord
320 m westlich
Hugo 8
120 m ostlich
Hugo 1
Hugo 9
580 m ostl
Recklinghäuser Sandmergel
Emscher-Mergel
Emscher-Mergel
Emscher-Grünsand
Emscher-Mergel


ch
Emscher
Rhein – Herne – Kanal
Consol 6
100 m ostlich
Dahlbusch V
1050 m westlich
Rheinelbe I
80 m ostlich
Quartar
Holland V
500 m westlich
Holland VI
650 m ostlich
Frohliche
Morgensonne 2
Emscher-Grünsand
Emscher-Mergel
C
10
C

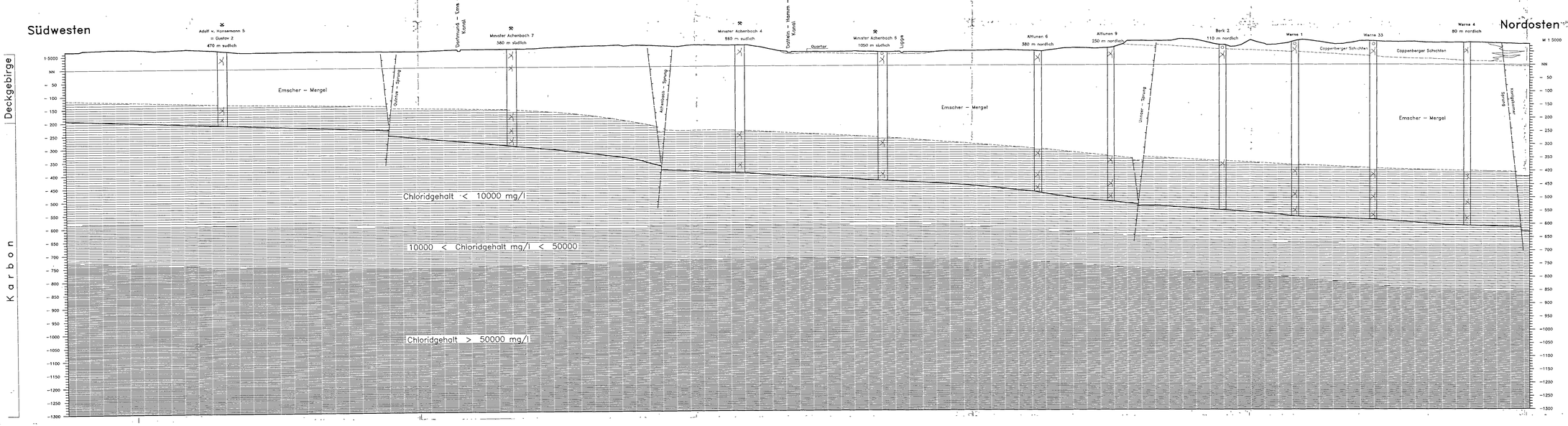

Süden
hloridgehalt << 1000 mg/l
1000 < Chloridgehalt mg/l < 10000
0000 < Chloridgehalt mg/l < 50000
hloridgehalt > 50000 mg/l
M 1:5000
NN
- 50
- 100
- 150
- 200
- 250
- 300
- 350
- 400
- 450
- 500
- 550
- 600
- 650
- 700
- 750
- 800
- 850
- 900
- 950
-1000
-1050
-1100
-1150
-1200
-1250
-1300

DMT
Institut fur Wasser- und Bodenschutz
- Baugrundinstitut -

WBK Institut für Angewandte Geologie,
Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Hydrochemischer Schnitt 4
Chlorid

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn -Nr	Geprüft	Anl -Nr
1 : 20000	15 05 90			II 3/7



Institut fur Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

DMT

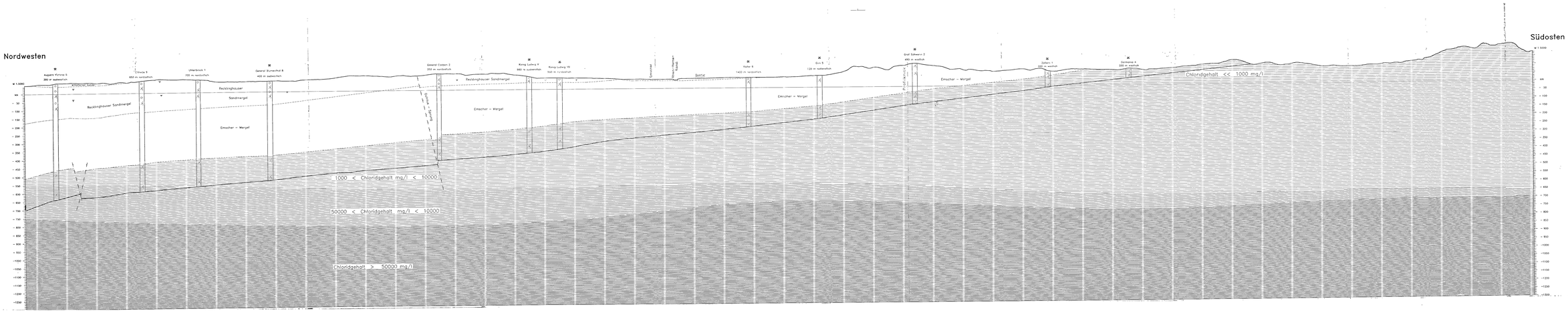
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Hydrochemischer Schnitt 5

Chlorid

Langenmaßst	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr	Gepr.ZT	Anl.-Nr
1:20000	15.05.90	-		II 3/8



DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

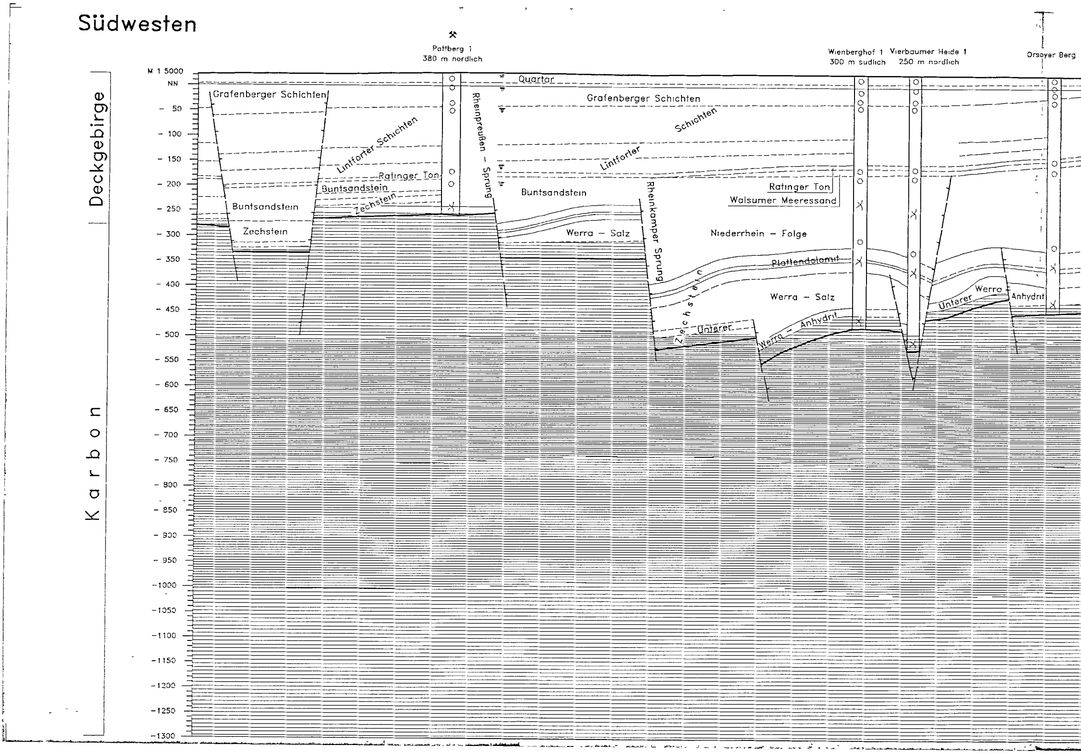
WBK Institut für angewandte Geologie, Geophysik und Umweltschutz

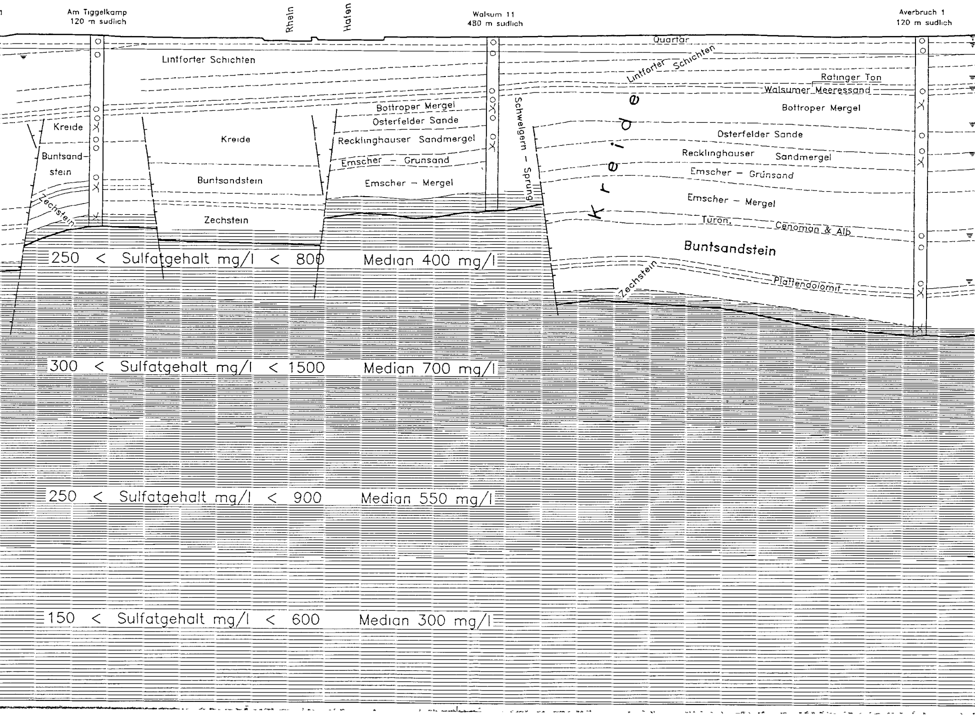
Untertagedeponie

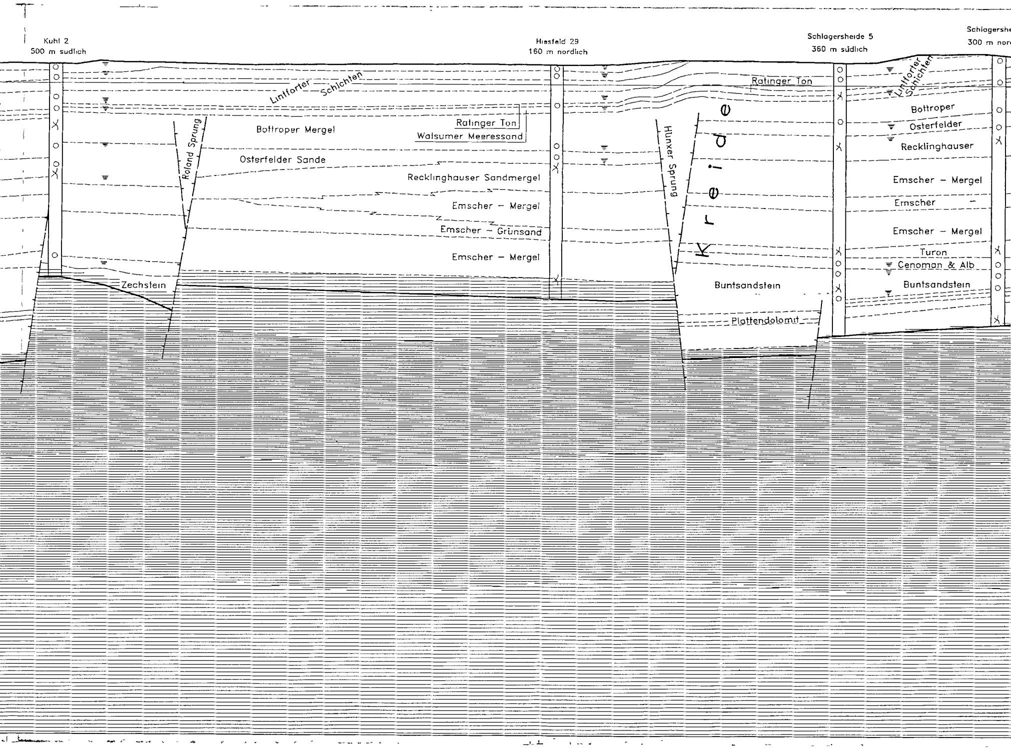
Hydrochemischer Schnitt 6

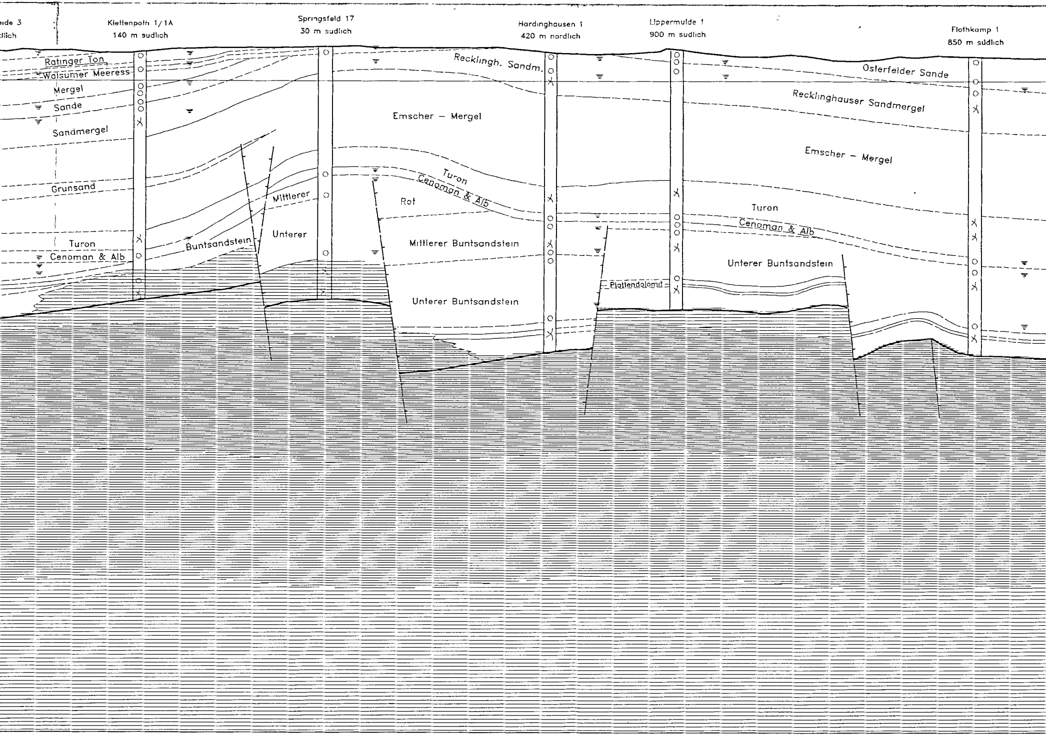
Chlorid

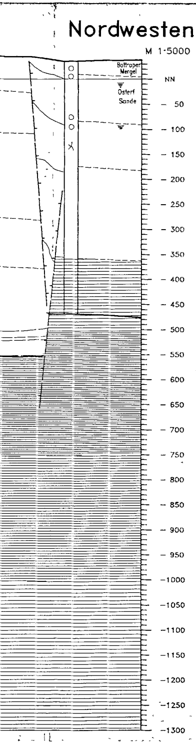
Längenmaßstab	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Gepruft	Ser.-Nr.
1:20000	19.11.90			B 3.9


Südwesten
Pattberg 1
380 m nordlich
Wienberghof 1
300 m sudlich
Vierbaumer Heide 1
250 m nordlich
Orsoyer Berg
M 1 5000
NN
- 50
- 100
- 150
- 200
- 250
- 300
- 350
- 400
- 450
- 500
- 550
- 600
- 650
- 700
- 750
- 800
- 850
- 900
- 950
-1000
-1050
-1100
-1150
-1200
-1250
-1300
Deckgebirge
Karbon
Quartar
Grafenberger Schichten
Grafenberger Schichten
Lintforter Schichten
Schichten
Lintforter
Ratinger Ton
Ratinger Ton
Walsumer Meeressand
Buntsandstein
Buntsandstein
Buntsandstein
Zechstein
Zechstein
Zechstein
Rheinpreußen - Sprung
Rheinkamper Sprung
Werra - Salz
Werra - Salz
Niederrhein - Folge
Plattendolomit
Unterer
Werra - Anhydrit
Unterer
Werra
Anhydrit


Am Tiggelkamp
120 m sudlich
Rhein
Hafen
Walsum 11
480 m sudlich
Averbruch 1
120 m sudlich
Quartär
Lintforter Schichten
Lintforter Schichten
Ratinger Ton
Walsumer Meeressand
Bottroper Mergel
Bottroper Mergel
Osterfelder Sande
Osterfelder Sande
Kreide
Kreide
Kreide
Buntsandstein
Buntsandstein
Buntsandstein
Recklinghauser Sandmergel
Recklinghauser Sandmergel
Emscher – Grunsand
Emscher – Grünsand
Emscher – Mergel
Emscher – Mergel
Schwelgern – Sprung
Zechstein
Zechstein
Zechstein
Turon, Cenoman & Alb
Plattendolomit
250 < Sulfatgehalt mg/l < 800 Median 400 mg/l
300 < Sulfatgehalt mg/l < 1500 Median 700 mg/l
250 < Sulfatgehalt mg/l < 900 Median 550 mg/l
150 < Sulfatgehalt mg/l < 600 Median 300 mg/l


Kuhl 2
500 m südlich
Hiesfeld 29
160 m nördlich
Schlagersheide 5
360 m südlich
Schlagershe
300 m nör
Lintforter Schichten
Ratinger Ton
Walsumer Meeressand
Bottroper Mergel
Osterfelder Sande
Recklinghauser Sandmergel
Emscher – Mergel
Emscher – Grünsand
Emscher – Mergel
Zechstein
Roland Sprung
Hünxer Sprung
Kreide
Ratinger Ton
Buntsandstein
Plattendolomit
Lintforter Schichten
Bottroper
Osterfelder
Recklinghauser
Emscher – Mergel
Emscher –
Emscher – Mergel
Turon
Cenoman & Alb
Buntsandstein


ide 3
dlich
Klettenpoth 1/1A
140 m sudlich
Springsfeld 17
30 m sudlich
Hardinghausen 1
420 m nordlich
Lippermulde 1
900 m sudlich
Flothkamp 1
850 m südlich
Ratinger Ton
Walsumer Meeress
Mergel
Sande
Sandmergel
Grunsand
Turon
Cenoman & Alb
Buntsandstein
Mittlerer
Unterer
Recklingh. Sandm.
Emscher – Mergel
Turon
Cenoman & Alb
Rot
Mittlerer Buntsandstein
Unterer Buntsandstein
Plattendolomit
Osterfelder Sande
Recklinghauser Sandmergel
Emscher – Mergel
Turon
Cenoman & Alb
Unterer Buntsandstein


Nordwesten
M 1:5000
Bottroper Mergel
Osterf Sande
NN
50
100
150
200
250
300
350
400
450
500
550
600
650
700
750
800
850
900
950
-1000
-1050
-1100
-1150
-1200
-1250
-1300

Institut für Wasser- und Bodenschutz
- Baugrundinstitut -

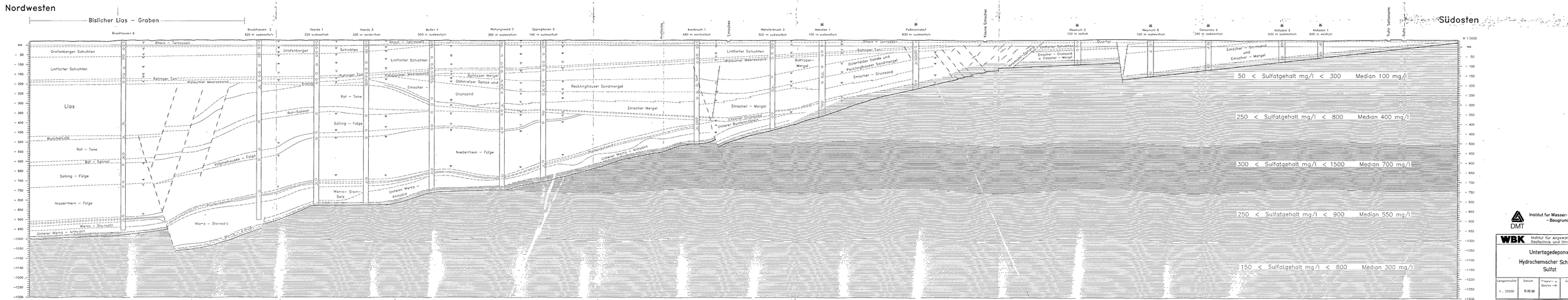
DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Hydrochemischer Schnitt 1
Sulfat

Längenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn -Nr	Geprüft	Anl -Nr
1 20000	15 05 90			II 3/10



DMT

Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

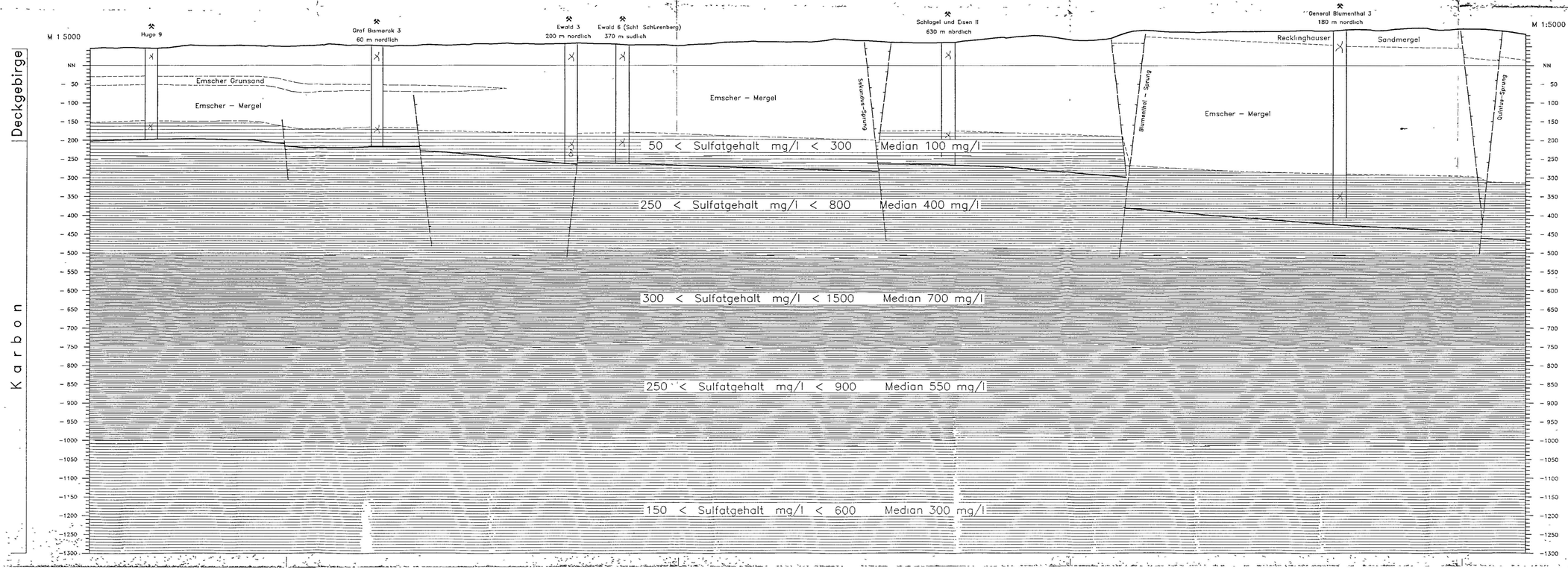
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie
Hydrochemischer Schnitt 2
Sulfat

Längenmaßstab	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Gezeichnet	Anl.-Nr.
1 : 10000	19.05.98			II 3/11

Südwesten

Nordosten



Institut fur Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

DMT

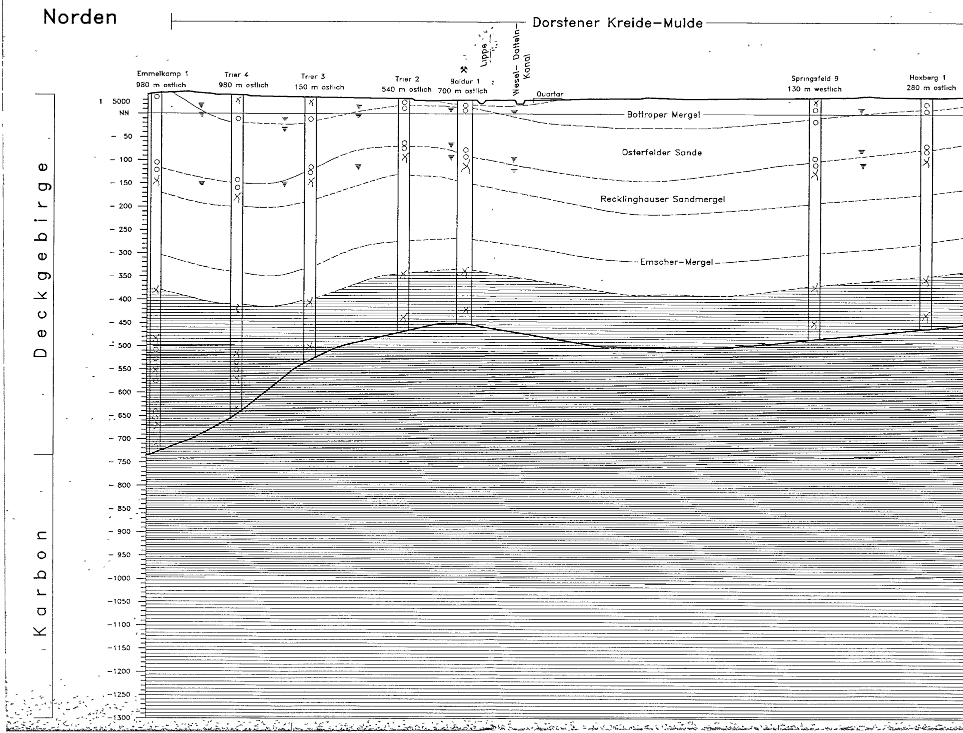
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

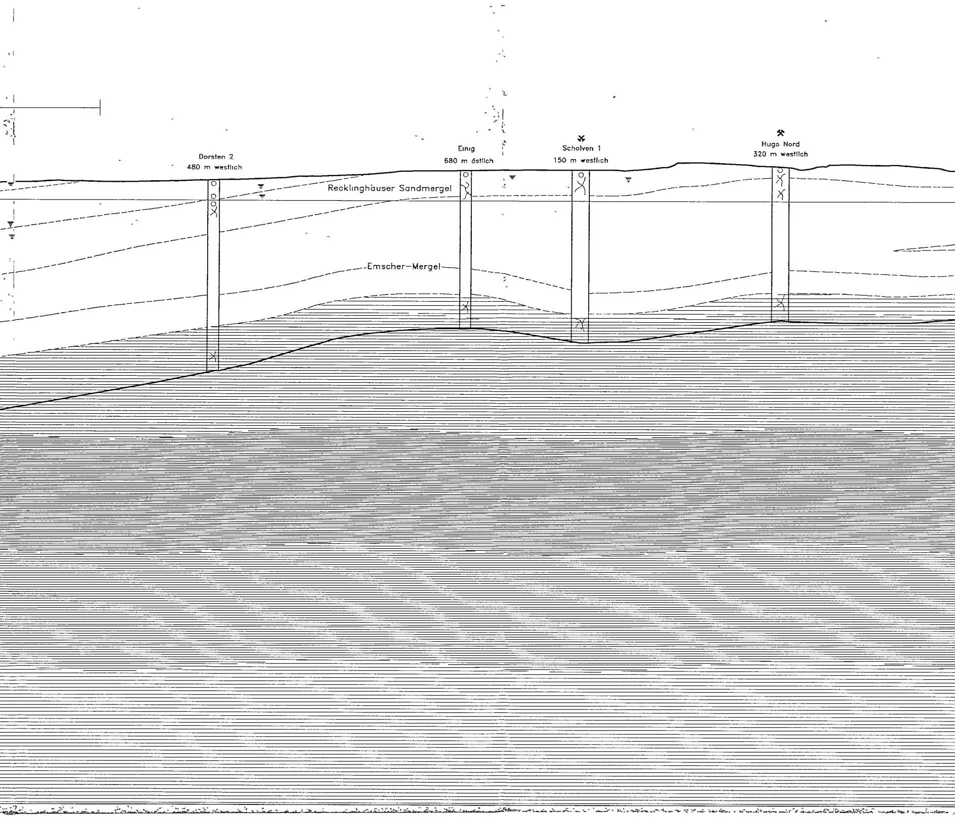
Hydrochemischer Schnitt 3

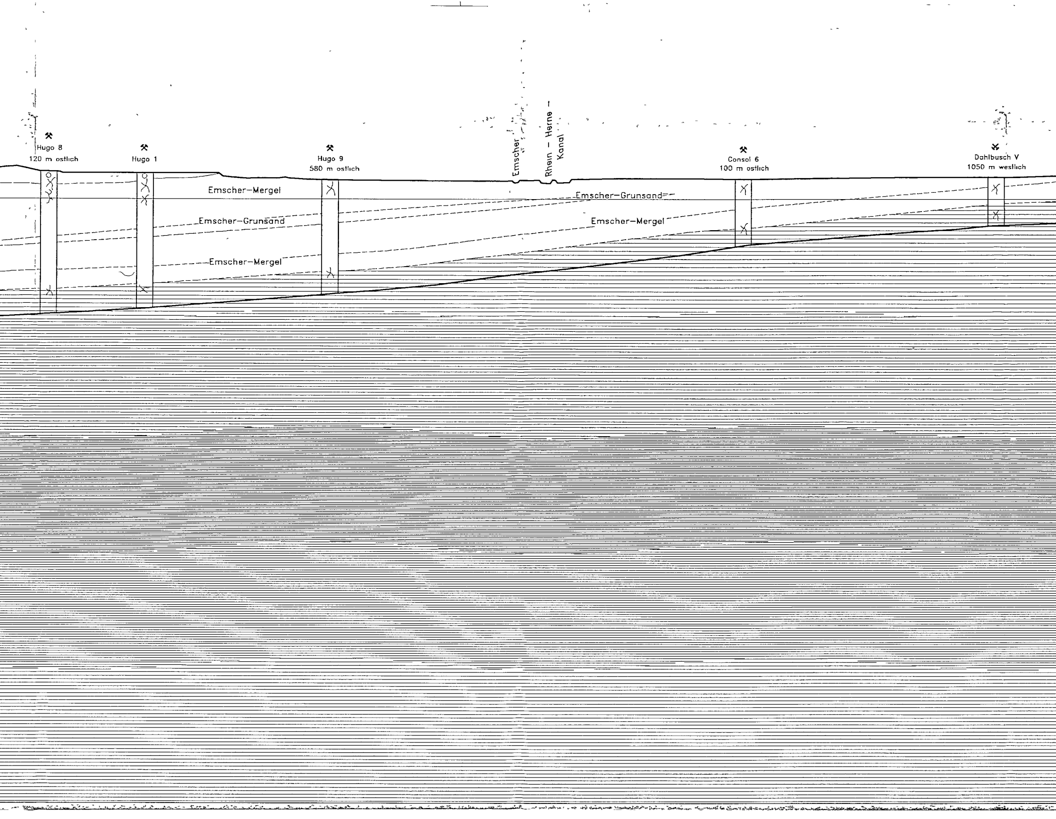
Sulfat

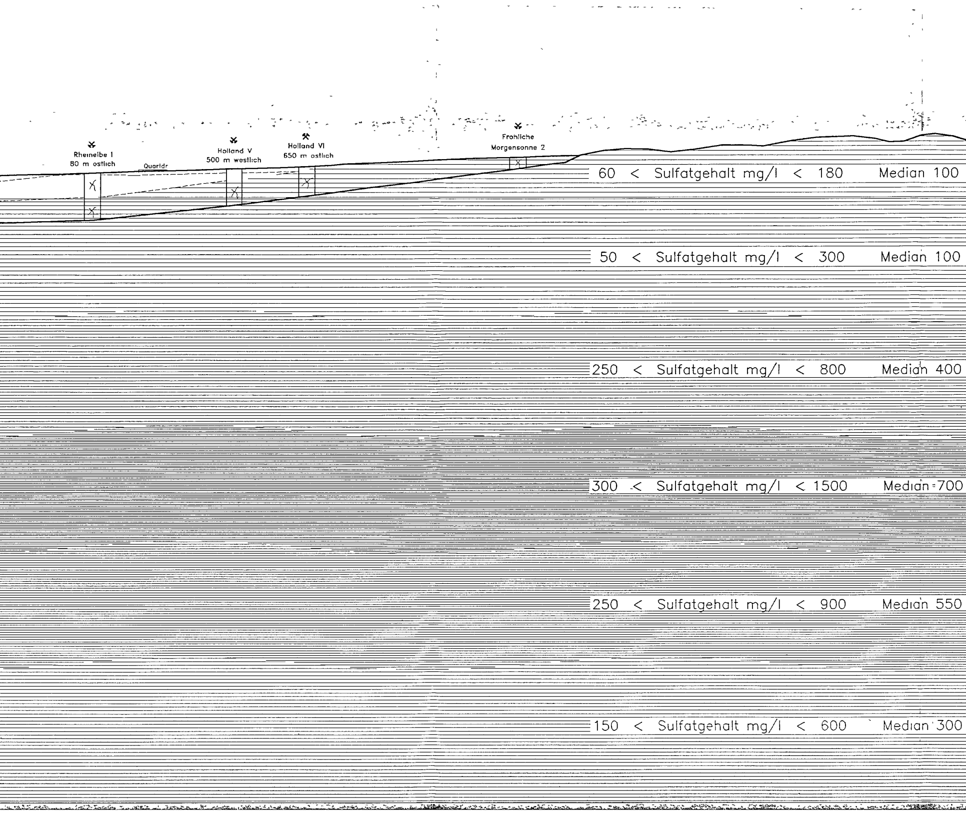
Langenmaßst	Datum	Projekt– u Zeichn.–Nr.	Geprüft	Anl.–Nr.
1 : 20000	15.05.90			II 3/12

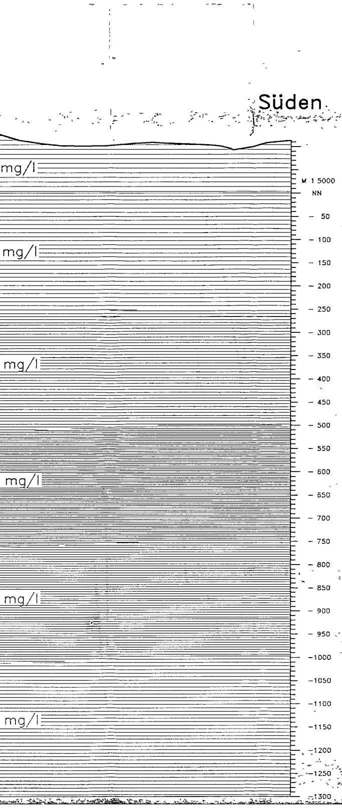


Norden
Dorstener Kreide-Mulde
Lippe
Wesel- Datteln-Kanal
Emmelkamp 1
980 m ostlich
Trier 4
980 m ostlich
Trier 3
150 m ostlich
Trier 2
540 m ostlich
Baldur 1
700 m ostlich
Springsfeld 9
130 m westlich
Hoxberg 1
280 m ostlich
Quartar
Bottroper Mergel
Osterfelder Sande
Recklinghauser Sandmergel
Emscher-Mergel
Deckgebirge
Karbon
1 5000
NN
- 50
- 100
- 150
- 200
- 250
- 300
- 350
- 400
- 450
- 500
- 550
- 600
- 650
- 700
- 750
- 800
- 850
- 900
- 950
-1000
-1050
-1100
-1150
-1200
-1250
-1300


Dorsten 2
480 m westlich
Einig
680 m östlich
Scholven 1
150 m westlich
Hugo Nord
320 m westlich
Recklinghäuser Sandmergel
Emscher-Mergel


Hugo 8
120 m ostlich
Hugo 1
Hugo 9
580 m ostlich
Emscher
Rhein – Herne Kanal
Consol 6
100 m ostlich
Dahlbusch V
1050 m westlich
Emscher–Mergel
Emscher–Grunsand
Emscher–Mergel
Emscher–Grunsand
Emscher–Mergel


Rheinelbe 1
80 m ostlich
Quartär
Holland V
500 m westlich
Holland VI
650 m ostlich
Frohliche
Morgensonne 2
60 < Sulfatgehalt mg/l < 180 Median 100
50 < Sulfatgehalt mg/l < 300 Median 100
250 < Sulfatgehalt mg/l < 800 Median 400
300 < Sulfatgehalt mg/l < 1500 Median 700
250 < Sulfatgehalt mg/l < 900 Median 550
150 < Sulfatgehalt mg/l < 600 Median 300


Süden
mg/l
mg/l
mg/l
mg/l
mg/l
mg/l
M 1:5000
NN
– 50
– 100
– 150
– 200
– 250
– 300
– 350
– 400
– 450
– 500
– 550
– 600
– 650
– 700
– 750
– 800
– 850
– 900
– 950
–1000
–1050
–1100
–1150
–1200
–1250
–1300

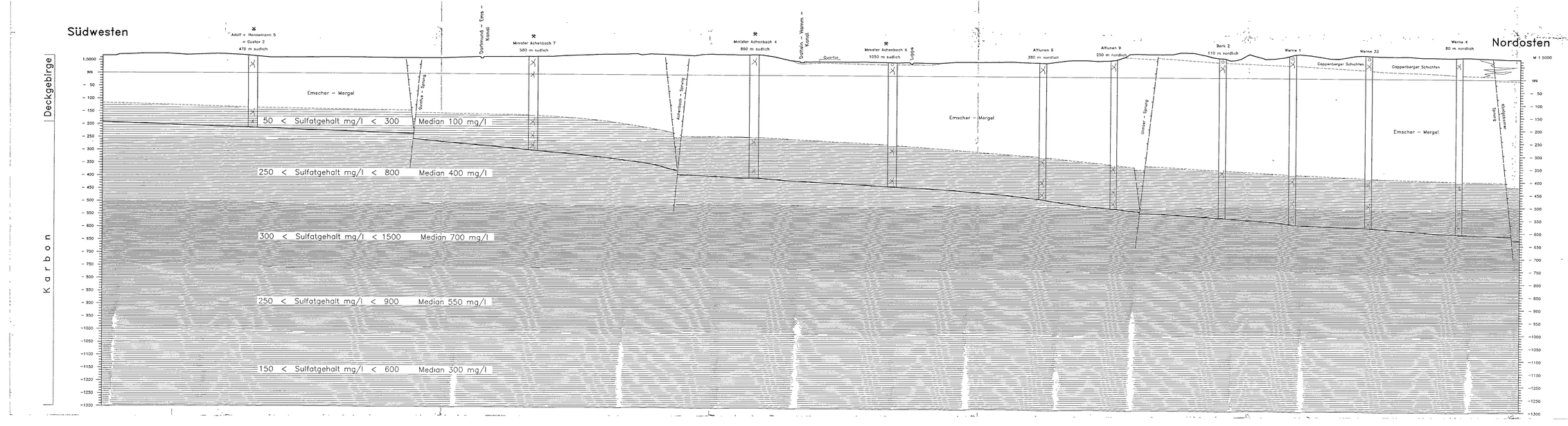
Institut für Wasser- und Bodenschutz
- Baugrundinstitut -
DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie,
Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Hydrochemischer Schnitt 4
Sulfat

Längenmaßst	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr	Geprüft	Anl.-Nr
1:20000	15.05.90			II.3/13



DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK
Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

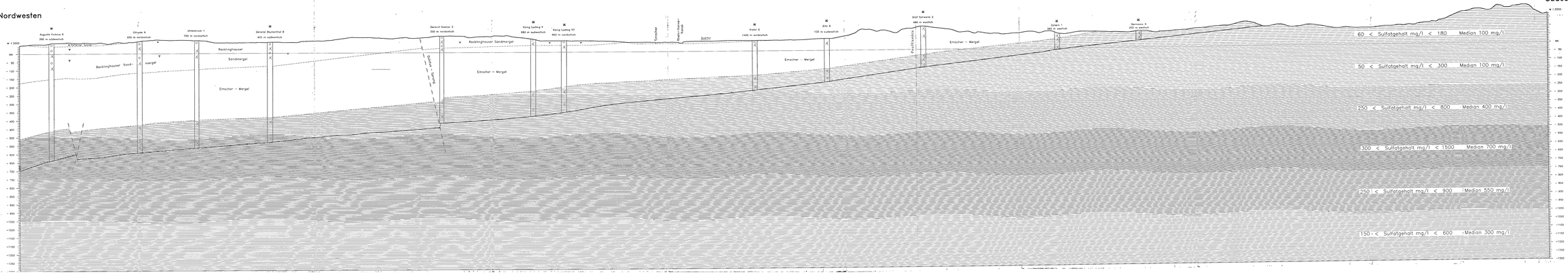
Hydrochemischer Schnitt 5

Sulfat

Längenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Gepr.Nr.	Anl.-Nr.
1:20000	15.05.90			II 3/14

Nordwesten

Südosten



Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

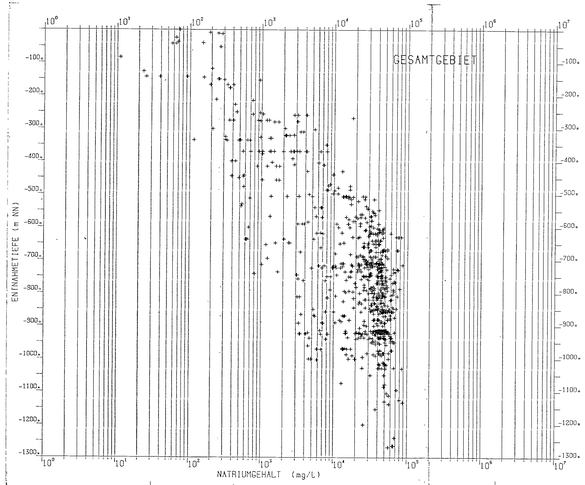
Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

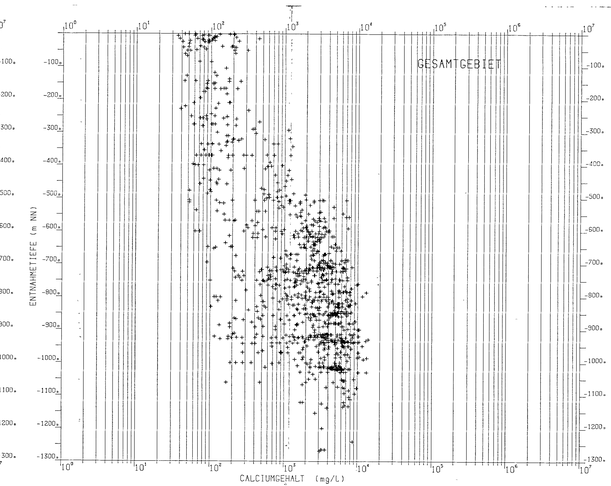
Untertagedeponie

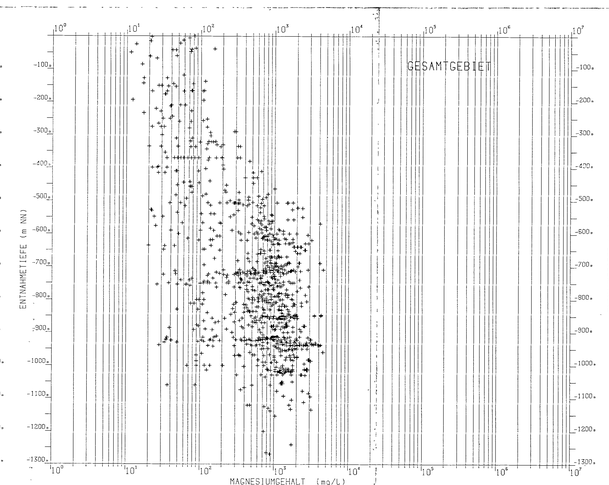
Hydrochemischer Schnitt 6

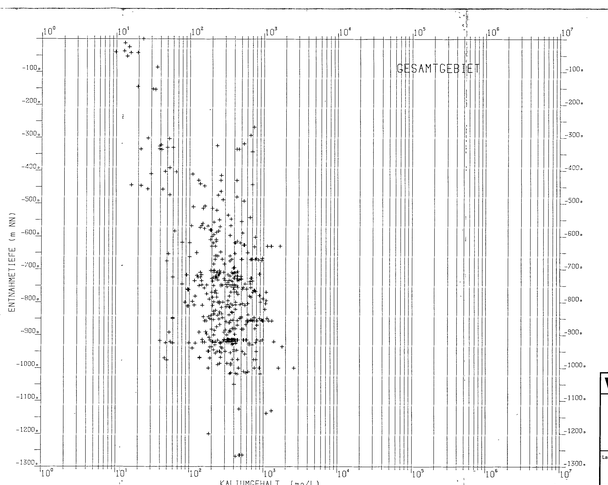
Sulfat

Langenmaßstab	Datum	Projekt-Nr. bzw. Zeichn.-Nr.	Zeichnung	Anl.-Nr.
1:20000	15.05.90			III 3/15









DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Konzentrationsverteilung Kationen (Gesamtgebiet)

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Gepruft	Anl.-Nr.
	15.05.90			II 3/16

GESAMTGEBIET

ENTNAHMETIEFE (m NN)

-100 -200 -300 -400 -500 -600 -700 -800 -900 -1000 -1100 -1200 -1300

10^0 10^1 10^2 10^3 10^4 10^5 10^6 10^7

HYDROGENCARBONATGEHALT (mg/l)

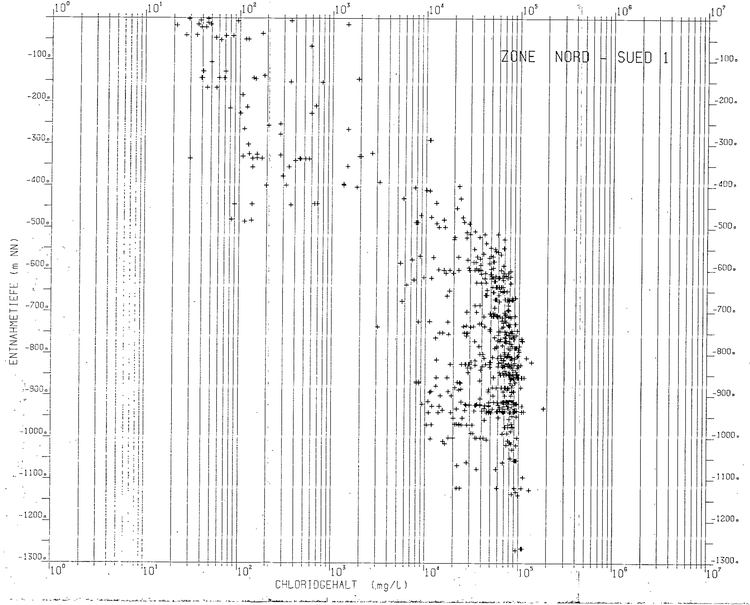
WBK Institut fur Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

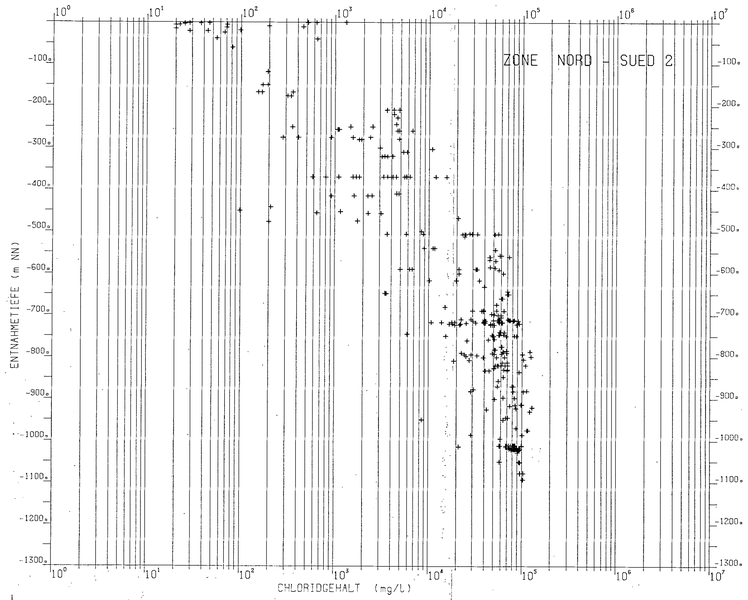
Untertagedeponie

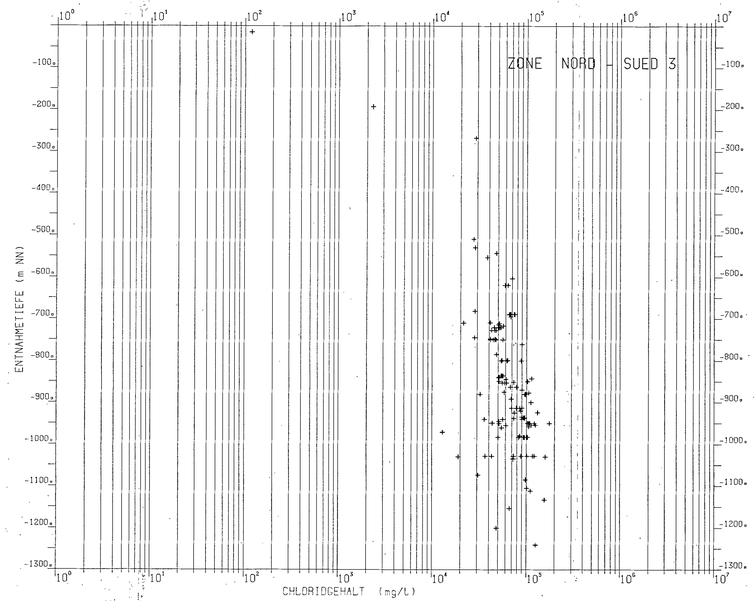
Konzentrationsverteilung

Anionen (Gesamtgebiet)

Langenmaßst	Datum	Projekt- u Zeichn - Nr	Gepruft	Anl - Nr
	15 05 90			II 3/17







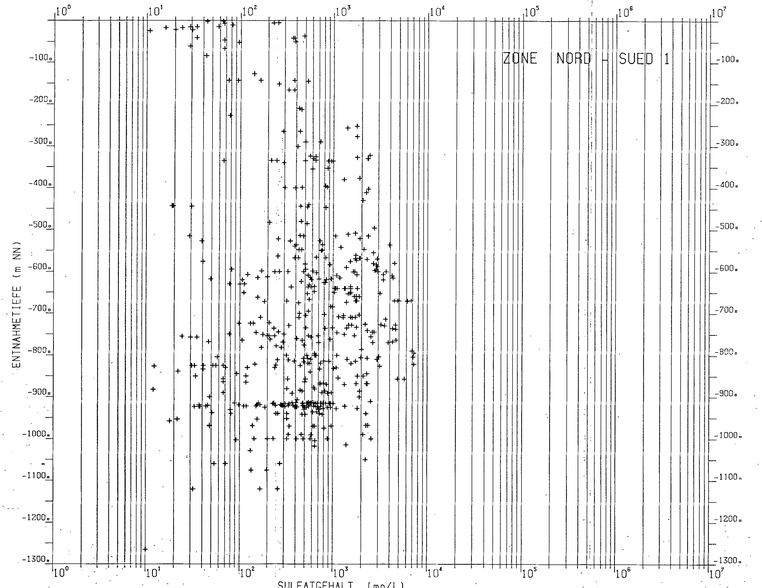
DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

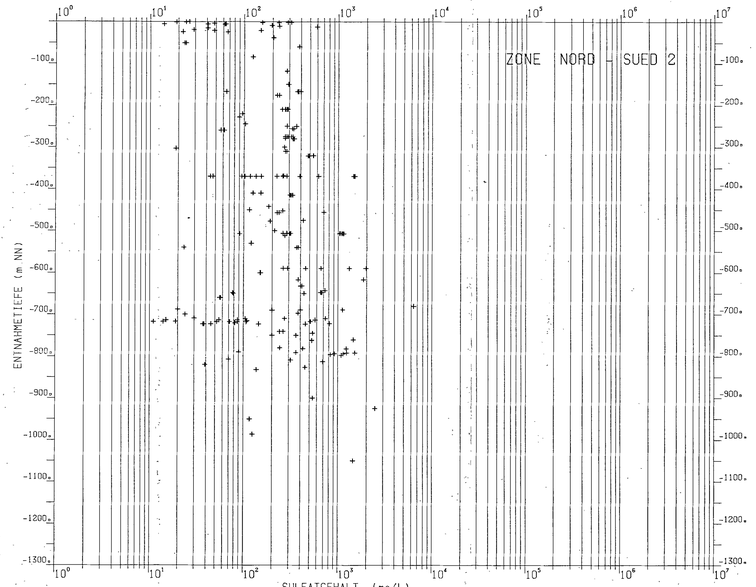
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

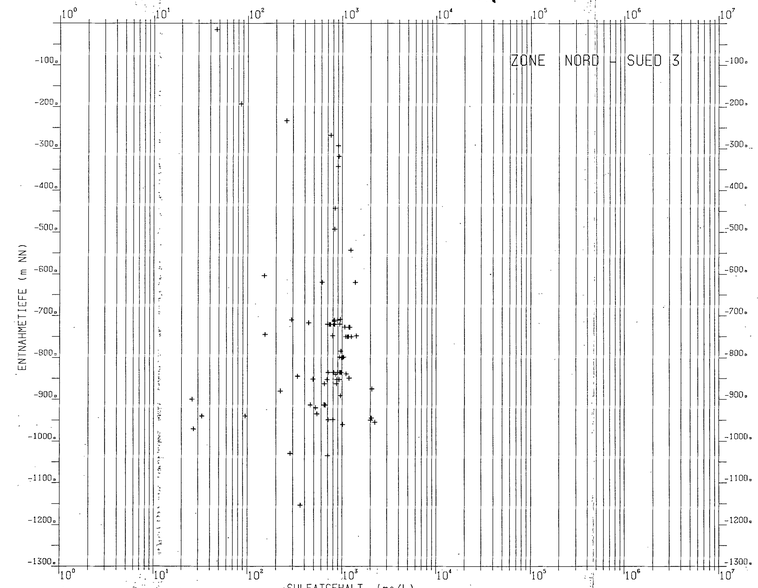
Untertagedeponie

Konzentrationsverteilung
Chlorid (Nord - Süd - Zonen)

Langenmaßst	Datum	Projekt- u. Zeichn.- Nr.	Geprüft	Anl.- Nr.
	15.05.90			II. 3 /18







DMT Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

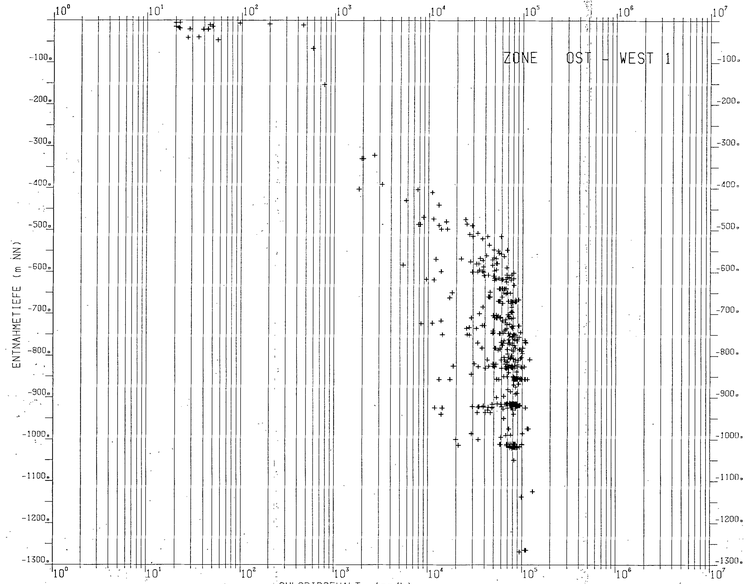
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

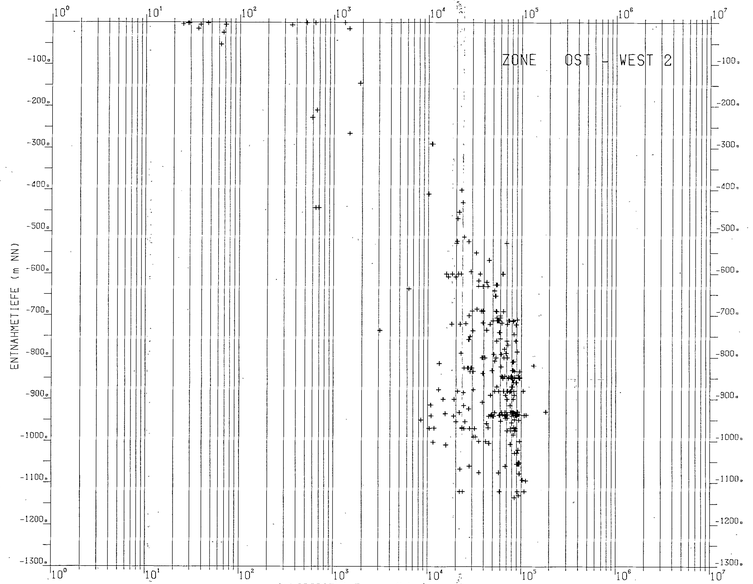
Untertagedeponie

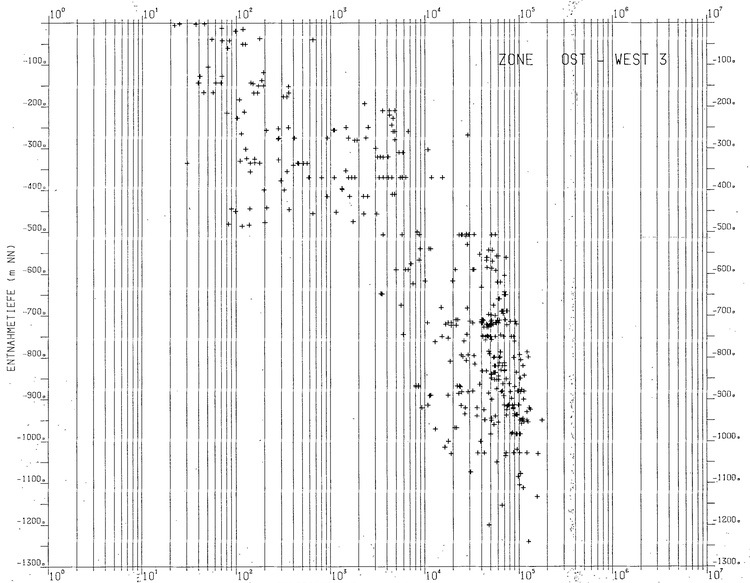
Konzentrationsverteilung

Sulfat (Nord - Süd - Zonen)

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Geprüft	Anl.-Nr.
	15.05.90			II.3/19







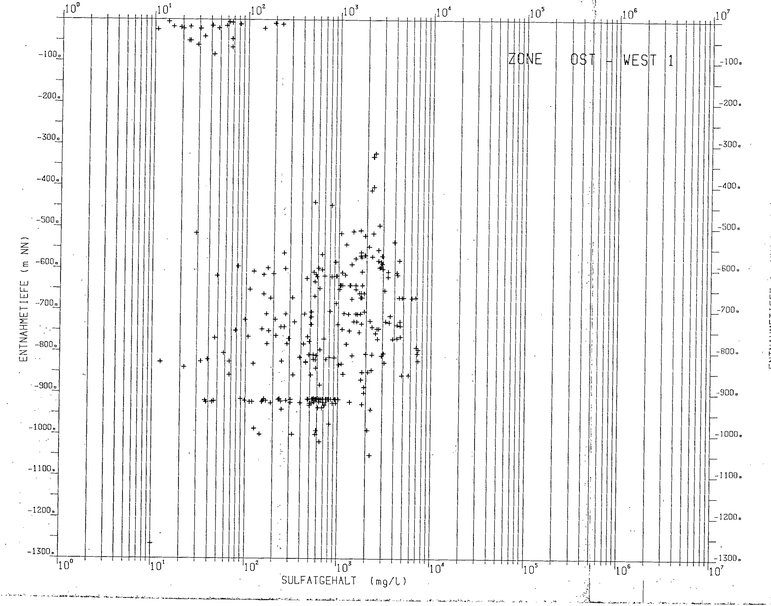
DMT Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

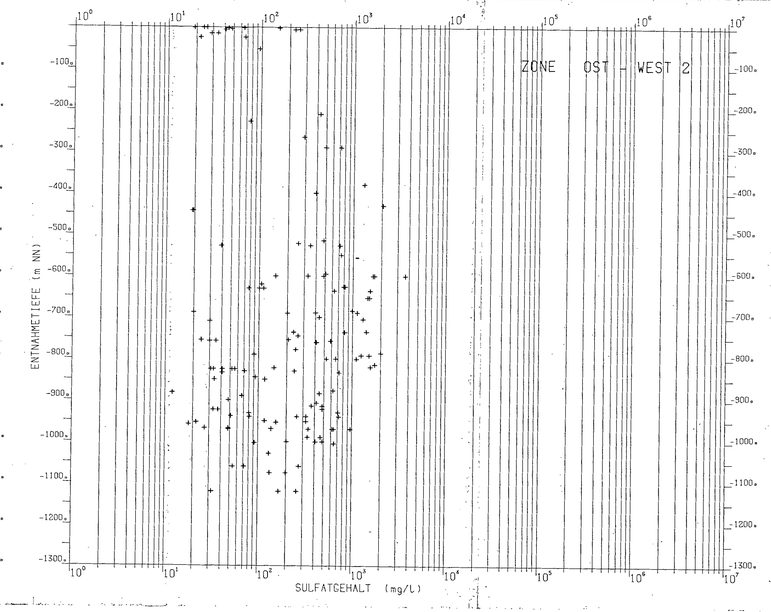
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

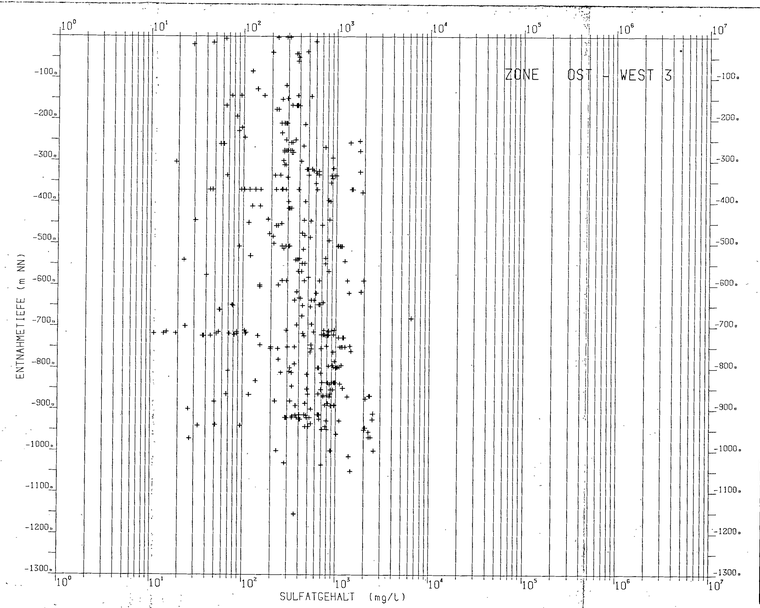
Untertagedeponie

Konzentrationsverteilung
Chlorid (Ost - West - Zonen)

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Geprüft	Anl.-Nr.
	15.05.90			II. 3/20







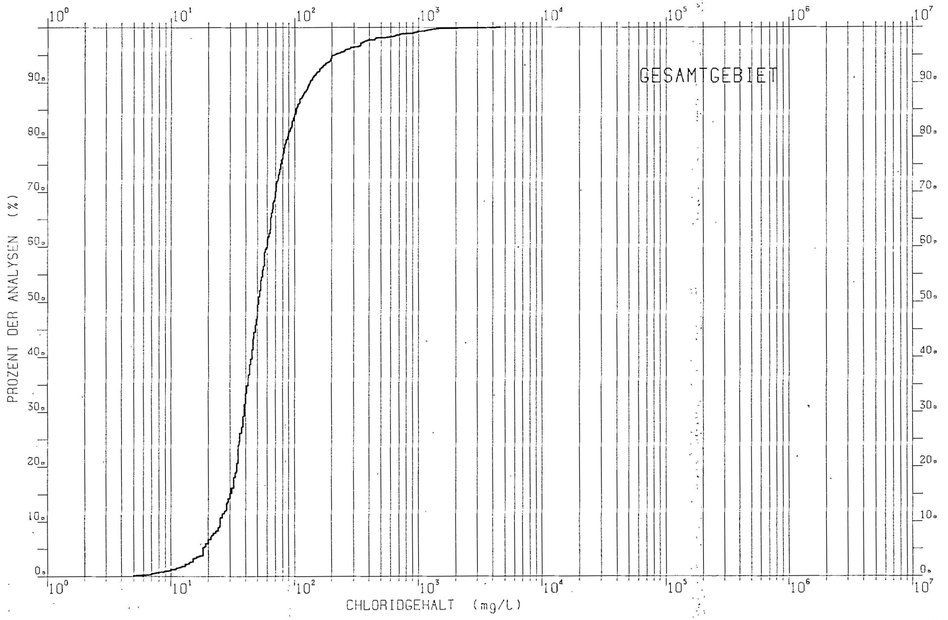
DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

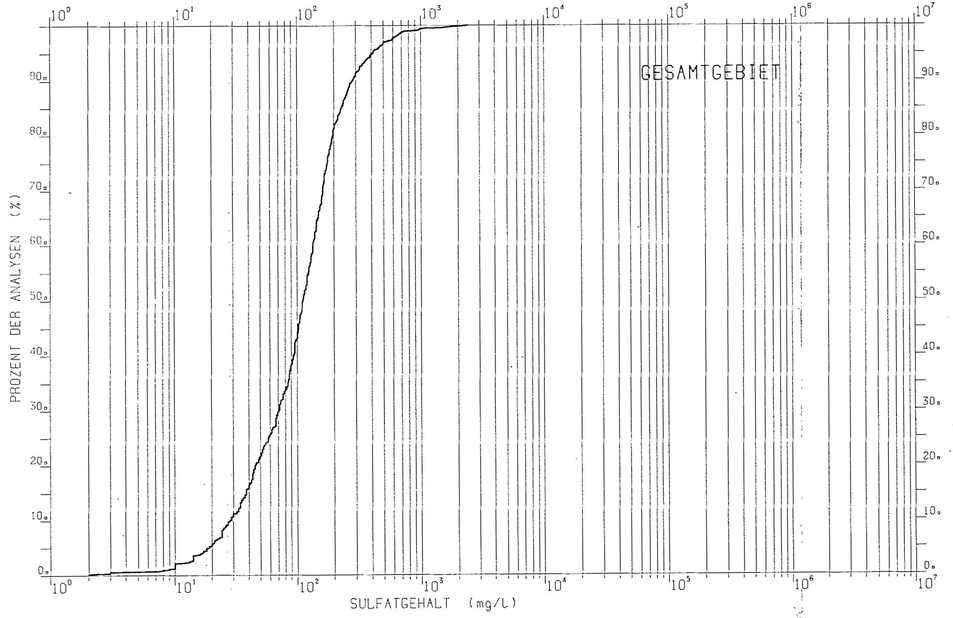
Untertagedeponie

Konzentrationsverteilung
Sulfat (Ost - West - Zonen)

Längenmaßst	Datum	Projekt- u. Zeichn. - Nr.	Geprüft	Anl. - Nr.
	15 05 90			II. 3 /21



ENTNAHMETIEFE VON 150.00 (m NN) BIS 0.00 (m NN)
ANZAHL DER ANALYSEN : 1043



ENTNAHMETIEFE VON 150.00 (m NN) BIS 0.00 (m NN)
ANZAHL DER ANALYSEN : 983

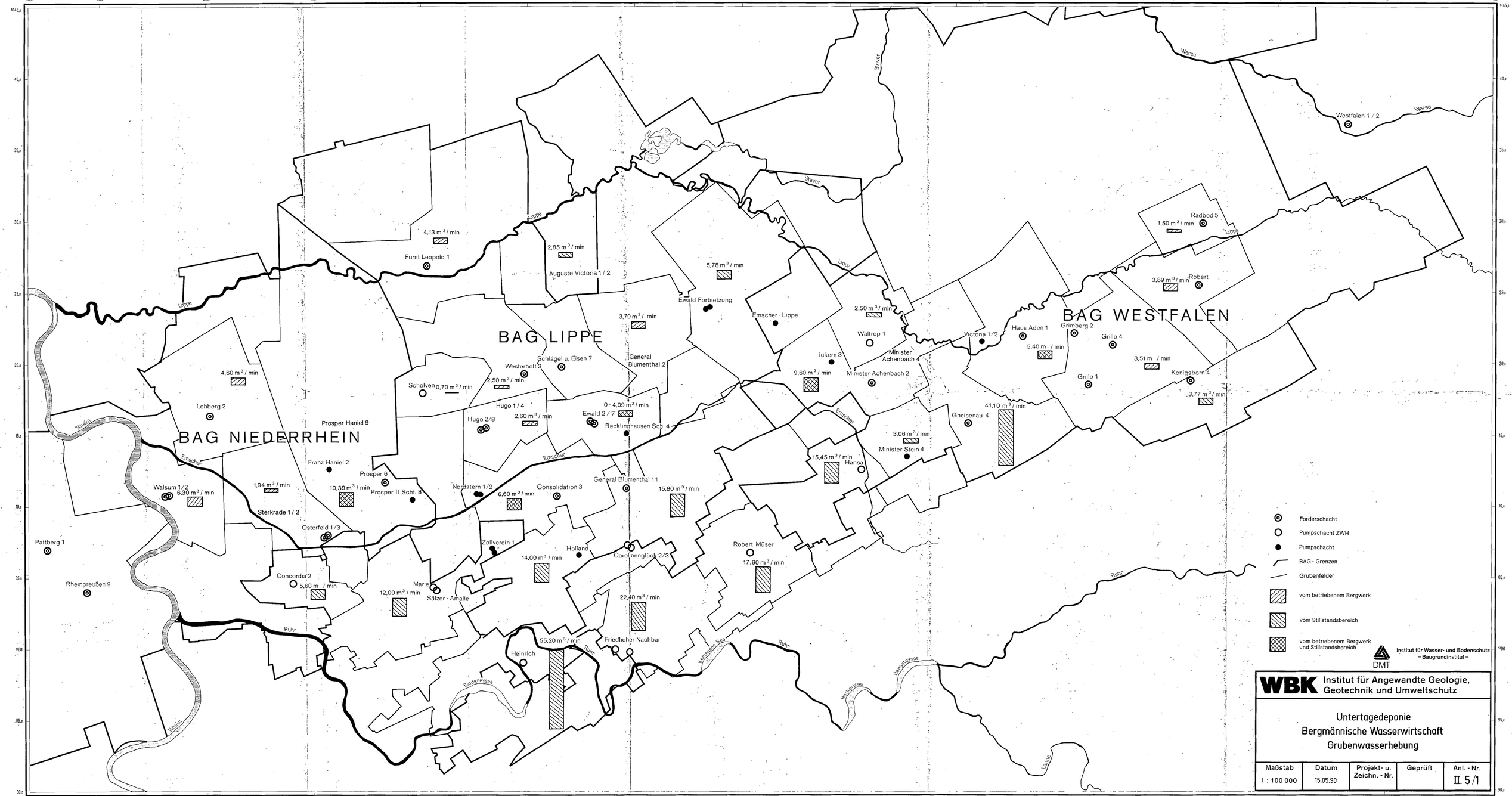
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

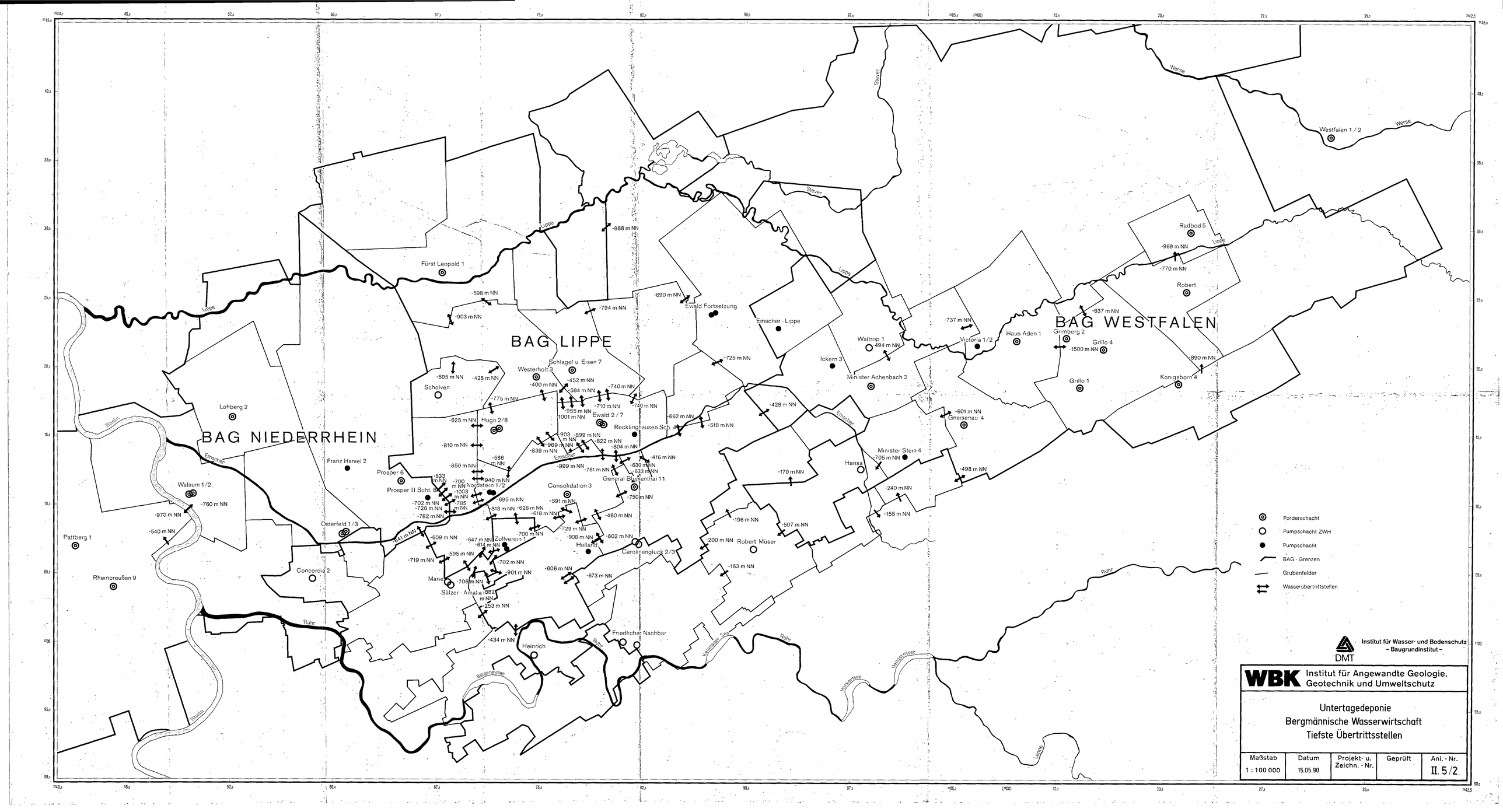
DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

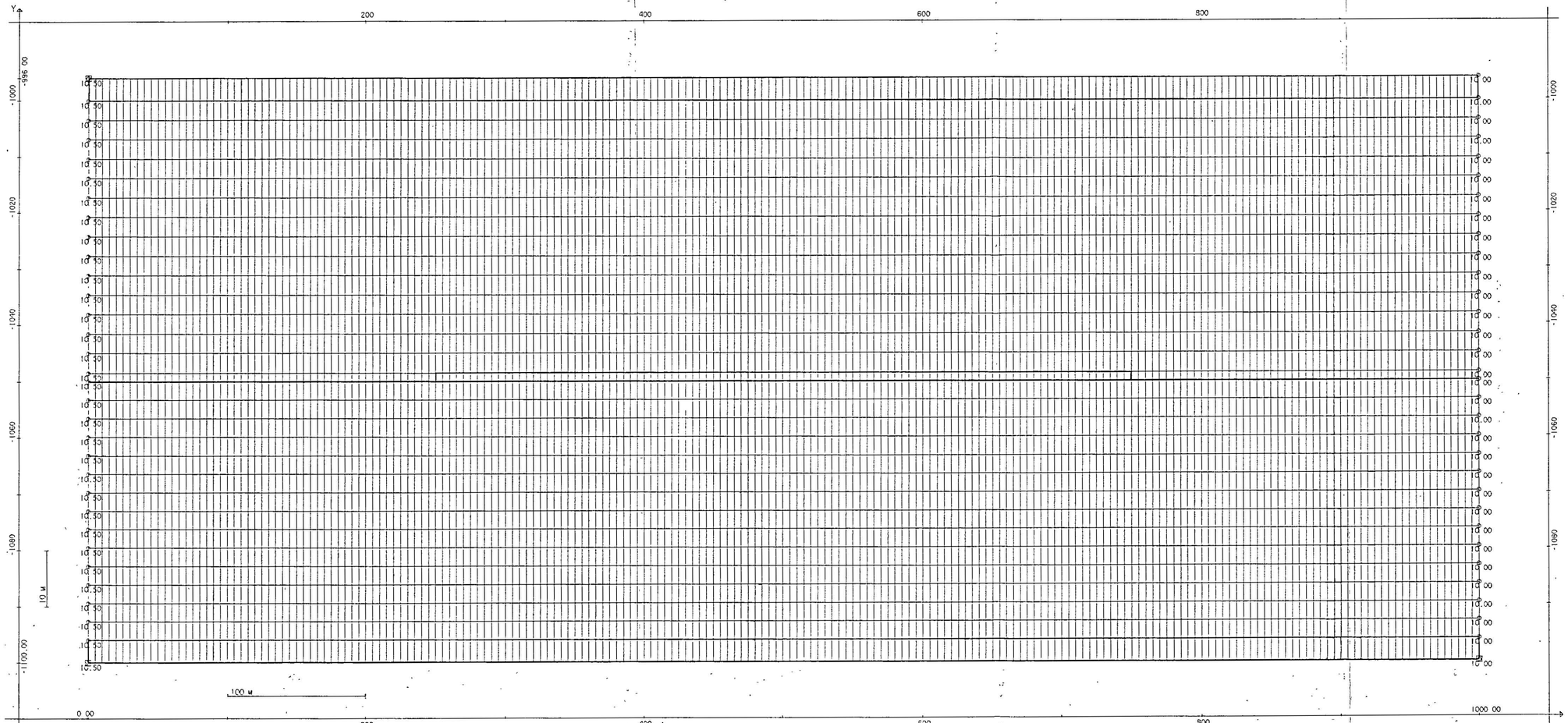
Untertagedeponie
Verteilungsfunktion der Konzentration
(Deckgebirge)
Chlorid, Sulfat

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.- Nr.	Geprüft	Anl. - Nr.
	15 05 90			II. 3/22


BAG NIEDERRHEIN
BAG LIPPE
BAG WESTFALEN
Lippe
Rhein
Emscher
Ruhr
Stever
Werse
Westfalen 1 / 2
Radbod 5
1,50 m³ / min
3,89 m³ / min
Robert
4,13 m³ / min
Furst Leopold 1
2,85 m³ / min
Auguste Victoria 1 / 2
5,78 m³ / min
Ewald Fortsetzung
Emscher - Lippe
2,50 m³ / min
Waltrop 1
Victoria 1 / 2
Haus Aden 1
Grimberg 2
Grillo 4
5,40 m³ / min
3,51 m³ / min
Grillo 1
Konigsborn 4
3,77 m³ / min
3,70 m³ / min
Schlägel u. Eisen 7
General Blumenthal 2
Ickern 3
Minister Achenbach 4
9,60 m³ / min
Minister Achenbach 2
4,60 m³ / min
Lohberg 2
Scholven
0,70 m³ / min
Westerholt 3
2,50 m³ / min
Hugo 1 / 4
Hugo 2/8
2,60 m³ / min
Ewald 2 / 7
0 - 4,09 m³ / min
Recklinghausen Sch. 4
Prosper Haniel 9
Gneisenau 4
41,10 m³ / min
3,06 m³ / min
Minister Stein 4
15,45 m³ / min
Hansa
Franz Haniel 2
Prosper 6
Prosper II Scht. 8
10,39 m³ / min
Walsum 1/2
6,30 m³ / min
1,94 m³ / min
Sterkrade 1 / 2
Nordstern 1/2
6,60 m³ / min
Consolidation 3
General Blumenthal 11
15,80 m³ / min
Osterfeld 1/3
Pattberg 1
Zollverein 1
Holland
Carolinenglück 2/3
14,00 m³ / min
Robert Müser
17,60 m³ / min
Concordia 2
5,60 m³ / min
Rheinpreußen 9
Marie
Sälzer - Amalie
12,00 m³ / min
22,40 m³ / min
55,20 m³ / min
Heinrich
Friedlicher Nachbar
Baldeneysee
Kemnader See
Harkortsee
Hengsteysee
Lenne
Forderschacht
Pumpschacht ZWH
Pumpschacht
BAG - Grenzen
Grubenfelder
vom betriebenem Bergwerk
vom Stillstandsbereich
vom betriebenem Bergwerk und Stillstandsbereich
Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –
DMT
WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz
Untertagedeponie
Bergmännische Wasserwirtschaft
Grubenwasserhebung
Maßstab 1 : 100 000
Datum 15.05.90
Projekt- u. Zeichn. - Nr.
Geprüft
Anl. - Nr. II. 5/1


BAG NIEDERRHEIN
BAG LIPPE
BAG WESTFALEN
Lohberg 2
Walsum 1/2
Pattberg 1
Rheinpreußen 9
Osterfeld 1/3
Concordia 2
Franz Haniel 2
Prosper 6
Prosper II Sch. 8
Nordstern 1/2
Hugo 2/8
Scholven
Fürst Leopold 1
Westerholt 3
Schlagel u. Eisen 7
Ewald 2/7
Recklinghausen Sch. 4
Ewald Fortsetzung
Emscher - Lippe
Ickern 3
Waltrop 1
Minister Achenbach 2
Consolidation 3
General Blumenthal 11
Zollverein 1
Holland
Carolinengluck 2/3
Robert Müser
Hansa
Minister Stein 4
Victoria 1/2
Gneisenau 4
Haus Aden 1
Grimberg 2
Grillo 4
Grillo 1
Königsborn 4
Radbod 5
Robert
Westfalen 1/2
Mario
Sälzer - Amalie
Heinrich
Friedlicher Nachbar
-988 m NN
-598 m NN
-903 m NN
-794 m NN
-690 m NN
-725 m NN
-595 m NN
-428 m NN
-400 m NN
-452 m NN
-584 m NN
-740 m NN
-775 m NN
-955 m NN
1001 m NN
-710 m NN
-720 m NN
-625 m NN
-662 m NN
-518 m NN
-810 m NN
903 m NN
-969 m NN
-839 m NN
899 m NN
822 m NN
-804 m NN
-586 m NN
-416 m NN
-850 m NN
-999 m NN
-761 m NN
-630 m NN
-833 m NN
-833 m NN
-700 m NN
940 m NN
1003 m NN
785 m NN
-702 m NN
-726 m NN
-782 m NN
-695 m NN
-813 m NN
-626 m NN
-618 m NN
-591 m NN
-750 m NN
-460 m NN
-729 m NN
-908 m NN
-802 m NN
-700 m NN
-547 m NN
614 m NN
-609 m NN
-719 m NN
-595 m NN
-702 m NN
-606 m NN
-673 m NN
-901 m NN
-706 m NN
882 m NN
-253 m NN
-434 m NN
-760 m NN
-970 m NN
-540 m NN
-541 m NN
-737 m NN
-637 m NN
-494 m NN
-1500 m NN
-890 m NN
-601 m NN
-498 m NN
-240 m NN
-155 m NN
-507 m NN
-196 m NN
-200 m NN
-163 m NN
-170 m NN
-428 m NN
-969 m NN
-770 m NN
705 m NN
Rhein
Emscher
Lippe
Ruhr
Stever
Werse
Baldeneysee
Harkortsee
Hengsteysee
Kemnader See
Lenne
Forderschacht
Pumpschacht ZWH
Pumpschacht
BAG - Grenzen
Grubenfelder
Wasserubertrittstellen
DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –
WBK
Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz
Untertagedeponie
Bergmännische Wasserwirtschaft
Tiefste Übertrittsstellen
Maßstab
1 : 100 000
Datum
15.05.90
Projekt- u. Zeichn. - Nr.
Geprüft
Anl. - Nr.
II. 5/2

DMT | STATIONAERES GRUNDWASSERSTROEMUNGSMODELL FUER PHASE 3 | BEREICH ZWISCHEN DER TIEFSTEN UND DER NAECHSTHOEHEREN SOHLE



LEGENDE

POTENTIALE

Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

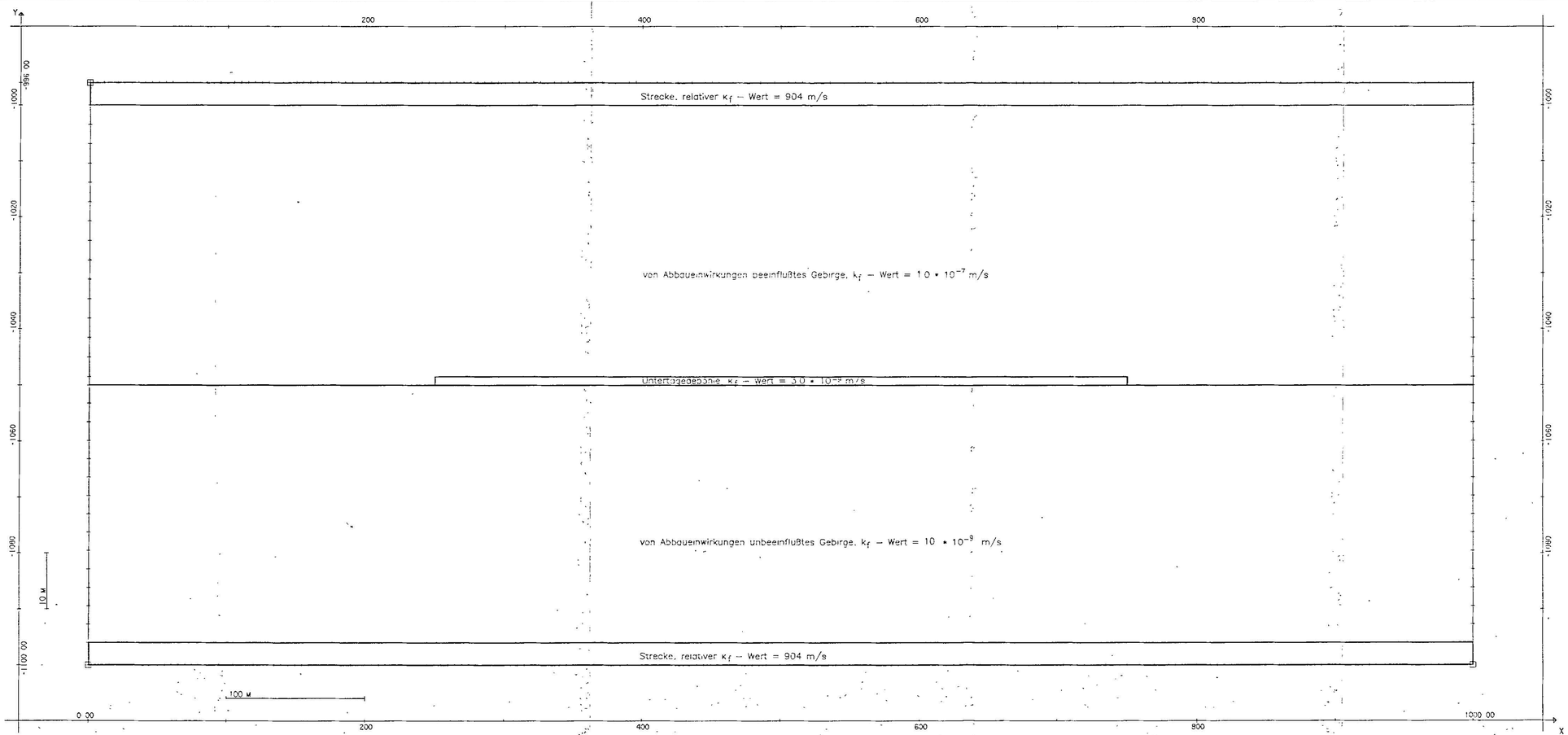
Modellgeometrie

Vertikalmodell mit zwei Strecken
1,5 m mächtige Deponieschicht
Hydraulischer Gradient 0,0005

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn. - Nr.	Geprüft	Anl. - Nr.
1:2000 Hohenmaßst. 1: 500	15.05.90			II. 7/1

SICK 101 AUSWERTUNGEN DADIA

DMT | STATIONAERES GRUNDWASSERSTROEMUNGSMODELL FUER PHASE 3 | BEREICH ZWISCHEN DER TIEFSTEN UND DER NAECHSTHOEHEREN SOHLE



LEGENDE
NETZRANDLINIE

STICK 101 AUSWERTUNGEN DADIA

Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

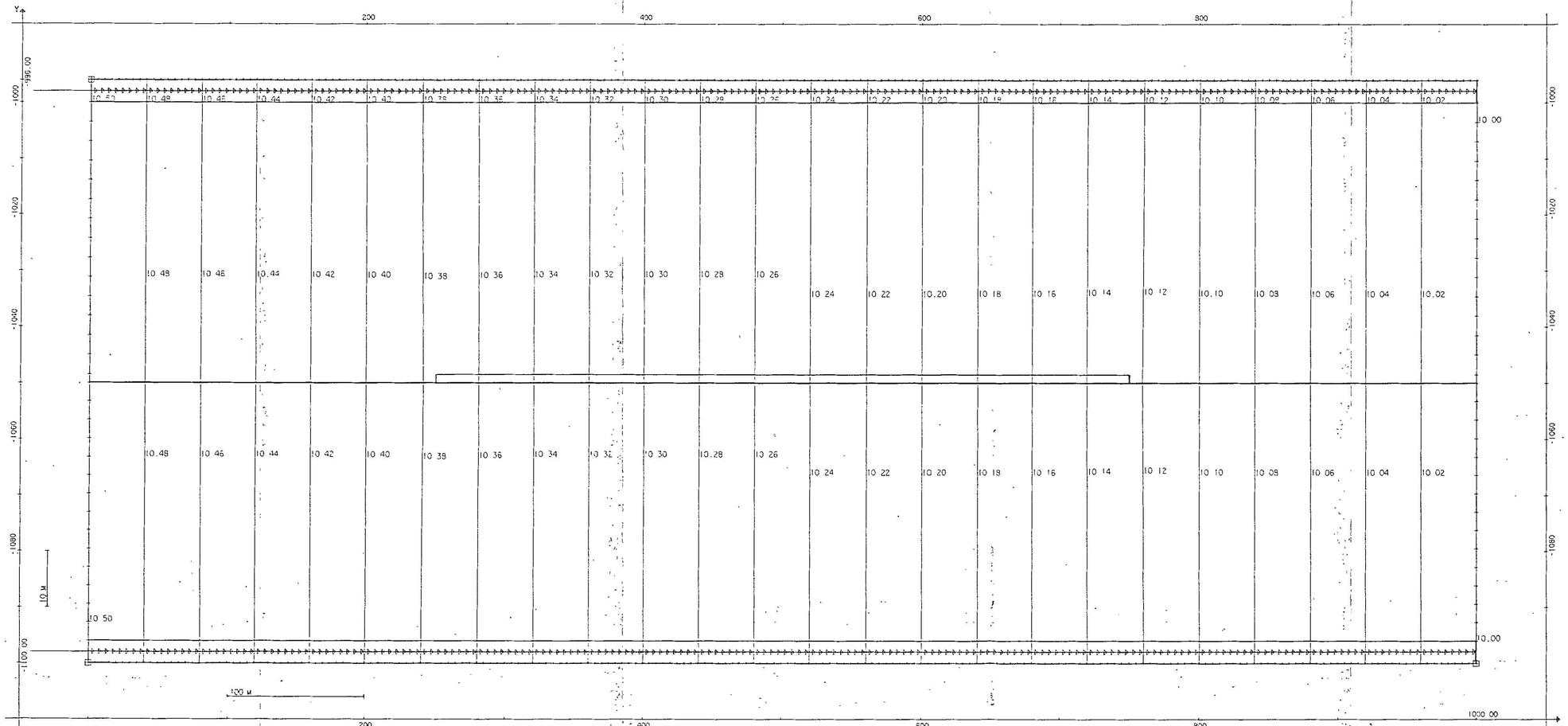
Untertagedeponie

Durchlässigkeitsbeiwerte

Vertikalmodell mit zwei Strecken
1,5 m machtige Deponieschicht
Hydraulischer Gradient, 0,0005

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn. - Nr.	Geprüft	Anl. - Nr.
1:2000 Hohenmaßst. 1: 500	15.05.90			II. 7/2

DMT | STATIONAERES GRUNDWASSERSTROEMUNGSMODELL FUER PHASE 3 | BEREICH ZWISCHEN DER TIEFSTEN UND DER NAECHSTHOEHEREN SOHLE



LEGENDE

NETZRANDLINIE

GESCHWINDIGKEITEN-POTENTIAL

ISOLINIEN .	POTENTIAL
1	10.00
2	10.02
3	10.04
4	10.06
5	10.08
6	10.10
7	10.12
8	10.14
9	10.16
10	10.18
11	10.20
12	10.22
13	10.24
14	10.26
15	10.28
16	10.30
17	10.32
18	10.34
19	10.36
20	10.38
21	10.40
22	10.42
23	10.44
24	10.46
25	10.48
26	10.50

STCK 101 AUSWERTUNGEN GEONEU

Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

DMT

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

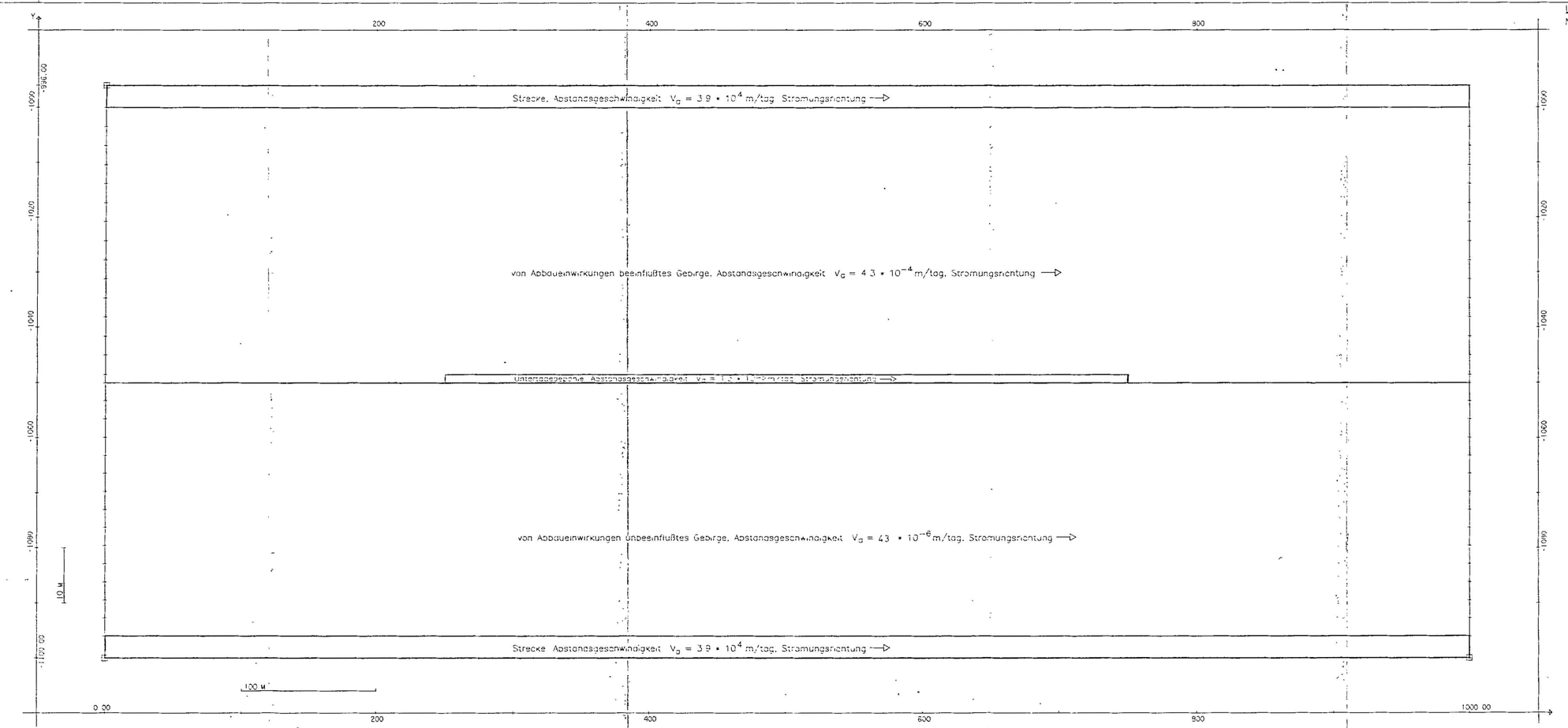
Untertagedeponie

Äquipotentiallinien und Vektoren der Filtergeschwindigkeit

Vertikalmodell mit zwei Strecken
1,5 m machtige Deponieschicht
Hydraulischer Gradient 0.0005

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn. - Nr.	Geprüft	Anl. - Nr.
1 2000 Hohenmaßst. 1: 500	15.05 90			II. 7 /3

DMT | STATIONAERES GRUNDWASSERSTROEMUNGSMODELL FUER PHASE 3 | BEREICH ZWISCHEN DER TIEFSTEN UND DER NAECHSTHOEHEREN SOHLE



LEGENDE
NETZRANDLINIE

STICK 101 AUSWERTUNGEN DADIA

DMT
Institut für Wasser- und Bodenschutz
– Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

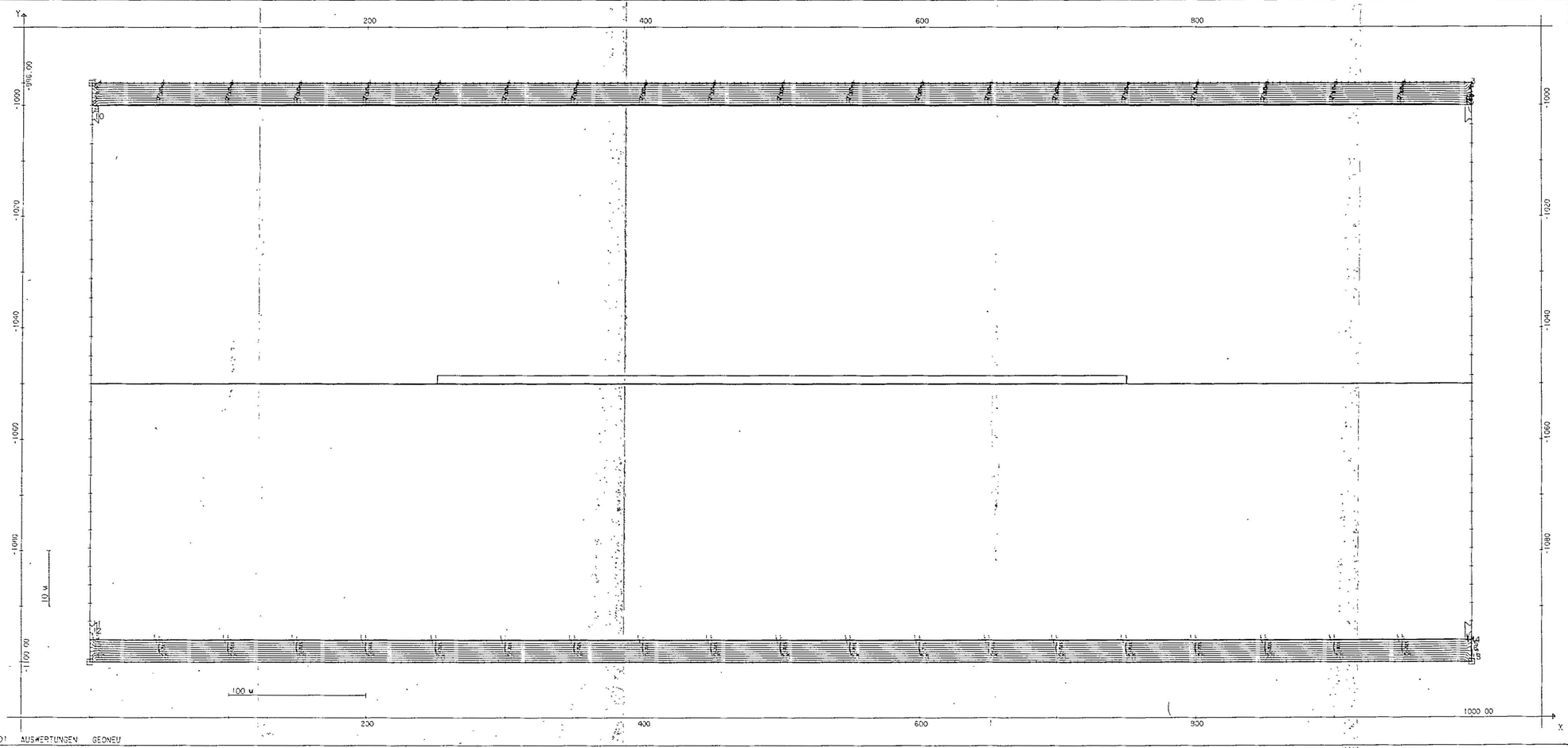
Untertagedeponie

Grundwasserabstandsgeschwindigkeit

Vertikalmodell mit zwei Strecken
1,5 m machtige Deponieschicht
Hydraulischer Gradient: 0,0005

Langenmaßst. 1:2000 Hohenmaßst. 1:500	Datum	Projekt- u. Zeichn.-Nr.	Geprüft	Anl.-Nr.
	15 05 90			II. 7/4

DMT | STATIONAERES GRUNDWASSERSTROEMUNGSMODELL FUER PHASE 3 | BEREICH ZWISCHEN DER TIEFSTEN UND DER NAECHSTHOEHEREN SOHLE



LEGENDE

NETZRANDLINIE

ISOLINIEN

	STROMFKT
1	-969346.25
2	-913556.56
3	-857766.81
4	-801977.12
5	-746187.37
6	-690397.68
7	-634608.00
8	-578818.25
9	-523028.56
10	-467239.81
11	-411449.12
12	-355659.37
13	-299869.68
14	-244080.00
15	-188290.25
16	-132500.56
17	-76710.81
18	-20921.14
19	34868.57
20	90658.25

STCK 101 AUSWERTUNGEN GEONEU

DMT Institut für Wasser- und Bodenschutz – Baugrundinstitut –

WBK Institut für Angewandte Geologie, Geotechnik und Umweltschutz

Untertagedeponie

Grundwasserstromlinien

Vertikalmodell mit zwei Strecken
1,5 m mächtige Deponieschicht
Hydraulischer Gradient: 0.0005

Langenmaßst.	Datum	Projekt- u. Zeichn.- Nr.	Geprüft	Anl.- Nr
1:2000 Hohenmaßst 1 500	15.05.90			II. 7/5