

Entente auxiliaire Canada-Québec sur le développement minéral (EADM)
Volet : mines écologiques

RAPPORT FINAL

Contrat de recherche no. 7125 D 055-J

«Valorisation des résidus miniers : une approche intégrée»

Document présenté à :

M. Louis Bienvenu, ing.

Gouvernement du Québec

Ministère des Ressources naturelles

Service du développement minier

5700, 4e Avenue

Charlesbourg (Québec)

G1H 6R1

Préparé par :

Bruno Bussière, ing., M.Sc.A.

*Jean Lelièvre, ing., M.Sc.

Jacques Ouellet, ing., Ph.D.

Denis Bois, B.Sc.A.

Unité de recherche et de service en technologie minérale (URSTM)

42, Mgr-Rhéaume Est, c.p. 700, Rouyn-Noranda (Québec) J9X 5E4

Téléphone : (819) 762-0971, Télécopieur : (819) 797-4727

*Centre spécialisé en technologie minérale, division Abitibi-Témiscamingue (CSTM)

425, boul. du Collège, c.p. 1500, Rouyn-Noranda (Québec) J9X 5E5

Téléphone : (819) 764-5222, Télécopieur : (819) 762-3815

Août 1994

RÉSUMÉ

Le principal problème environnemental lié à l'industrie minière canadienne est la génération de drainage minier acide (DMA) par les résidus miniers contenant des sulfures. Les principales méthodes pour contrôler la production de DMA visent à empêcher les interactions entre les éléments constitutifs produisant l'acide, soit les sulfures, l'eau et l'oxygène. Une des meilleures façons d'y arriver est d'installer une barrière multicouche afin de limiter l'infiltration de l'oxygène. Traditionnellement, ces barrières sont construites à partir de matériaux meubles naturels mais, pour des raisons économiques, il peut être intéressant d'utiliser des résidus non réactifs pour leur construction.

Les auteurs ont entrepris une étude technico-économique sur deux cas réels afin d'évaluer la possibilité d'extraire les sulfures des résidus et d'utiliser la fraction non (ou peu) sulfureuse comme composante de la barrière de recouvrement multicouche. Le concept est de séparer les résidus désulfurés en deux fractions (une grossière et une fine) à l'aide d'un cyclone afin que la barrière obtienne le contraste granulométrique lui permettant de bien remplir son rôle.

En ce qui concerne les résultats minéralurgiques, il a été démontré clairement que pour les deux cas étudiés, la flottation est la méthode la plus efficace pour extraire les sulfures. Il a été possible pour les deux cas étudiés d'obtenir un résidu désulfuré non ou peu générateur de DMA. Un aspect intéressant en ce qui concerne la mine #1 est la teneur en or dans le concentré de sulfures. En effet, des teneurs en or variant entre 0,8 à 3,6 g/t ont été observées.

En ce qui a trait aux caractéristiques hydro-géotechniques, les résultats obtenus sur la fraction grossière et sur la fraction fine des **résidus désulfurés** des deux mines étudiées sont conformes avec ceux mesurés par d'autres auteurs sur des **résidus miniers**. Ces caractéristiques hydro-géotechniques ont par la suite permis de modéliser, à l'aide du logiciel SEEP/W, le comportement qu'aurait une barrière multicouche construite à partir des matériaux désulfurés étudiés. Les résultats obtenus montrent que le matériau fin demeure à un degré de saturation élevé (> 90 %), et ce, malgré une absence de venue d'eau de 56 jours. Ceci permet d'être optimiste quant à l'efficacité qu'aurait une barrière multicouche construite de résidus sulfurés pour limiter la diffusion de l'oxygène jusqu'aux résidus sulfureux. Les résultats montrent également que la couche du bas devra être plus grossière, si l'on veut éviter toute possibilité de transfert de contaminants entre les résidus sulfureux et la couche fine.

L'analyse économique a démontré que pour la mine #1, les coûts de construction d'une barrière de recouvrement multicouche à l'aide de matériaux désulfurés sont, en général, moindre que ceux d'une barrière de recouvrement construite à l'aide de matériaux d'emprunts naturels. En moyenne, les coûts se situent nettement sous la barre des 100 000 \$/hectare. Quant à la mine #2, la méthode proposée semble moins attrayante en raison des coûts élevés de désulfuration et de la grande quantité de sulfures présente dans le résidu. Les coûts estimés pour la construction d'une barrière de recouvrement multicouche construite à partir de résidus désulfurés, varient dans le cas de la mine #2 de 100 000 à 270 000 \$/hectare. Il est important de noter que, dans les deux cas étudiés, les coûts de désulfuration sont élevés principalement en raison de la présence de cyanure (désulfuration à la sortie de l'usine). Une alternative qui permettrait de réduire sensiblement les coûts de construction de la barrière serait de réaliser la flottation des sulfures avant la cyanuration.

Les résultats de la phase I de ce projet de recherche sont particulièrement intéressants et justifient la poursuite du projet dans une phase II. Cette seconde phase permettrait de préciser le modèle économique et de vérifier l'efficacité technique de barrières de recouvrement multicouches construites à partir de résidus désulfurés à l'aide d'essais en colonne.

ABSTRACT

One of the most serious environmental problems in the Canadian mining industry is the production of acid mine drainage (AMD) by sulphide tailings. The objective of the main methods used to prevent the production of AMD is to eliminate the interactions between the constitutive elements of the reactions producing the acid, which are sulphides, water and oxygen. One of the most interesting ways to do so is to use a multilayered cover in order to restrict the oxygen flow. Traditionnally, such covers have been built from natural fine grain soils, but from an economical perspective, the use of non reactive tailings could offer an attractive alternative.

The authors have begun a technico-economical study on tailings from two existing mines in order to evaluate the possibility to separate the sulphur from the tailings and to use the non (or low) sulphur fraction so produced as a component of a multilayered cover. The fine and coarse fractions of the cover would be obtained from the overflow and underflow of hydrocyclone separation in order to produce two materials with the necessary particles distribution characteristics for making the capillary break, an essential condition for a multilayered cover.

The sulphur separation tests showed that, for the two mines studied, the flotation was the most efficient technique for the extraction of sulphur. The grade of the non (or low) sulphur fraction was sufficiently low to be considered as a non or low acid mine drainage generating tailings. Another interesting aspect for the mine #1 is the grade of gold in the sulphur concentrate (0.8 to 3.6 gr/t).

The main hydro-geotechnical properties of the non (or low) sulphur fraction was similar to those measured by several authors on other tailings. These hydro-geotechnical properties were used as input for numerical simulations with the SEEP/W software. The objectives of the simulations were to evaluate the performance of a multilayered covers that would be constructed with desulphurized tailings. The results showed that the fine fraction (O/F), for the two mines studied, can stay at a high degree of saturation (> 90 %), even if a dry period of 56 days is applied. These good results allow us to be optimistic with regard of the efficiency of the fine fraction to restrict the oxygen diffusion through the covers. The results also showed that the coarse fraction, used in this study, of the bottom layer should be coarser in order to avoid any possibility of contaminant transfer between sulfur tailings and the multilayered covers.

The economical analysis demonstrate that, for the mine #1, the construction costs of a multilayered cover constructed with desulphurized tailings are, in general, less than the one of

multilayered cover constructed with natural materials. For most of the simulations, the costs of the new technique proposed are under 100 000 \$/hectare. For the mine #2, the proposed method seems to be less attractive because of the high grade of sulphur in the tailings and the high cost for extracting those sulphurs. The costs estimated for the construction of a multilayered cover constructed with desulphurized tailings are between 100 000 and 270 000 \$/hectare. It is important to note that, for the two cases studied, most of the desulphurization costs are due to the presence of cyanides in the pulp. An alternative for reducing these costs would be to place the flotation of the sulphurs before cyanidation.

The promising results obtained in phase I justifies further research which could be incorporated in a phase II of this project. This phase would allow us to ameliorate the economical model and to verify the technical efficiency of multilayered cover constructed with desulphurized tailings by column tests.

REMERCIEMENTS

Nous aimerais remercier les différents organismes qui ont participé financièrement à ce projet de recherche, soit le programme de l'Entente auxiliaire sur le développement minéral - volet mines écologiques, l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue et le Centre spécialisé en technologie minérale.

Nous tenons également à remercier le département de Technologie minérale du Cégep de l'Abitibi-Témiscamingue pour leur participation à la réalisation de certains essais de laboratoire et plus particulièrement Mme Nicole Rioux pour la réalisation des sections polies qui ont permis d'évaluer la minéralogie des résidus étudiés.

Nos remerciements vont également au Département de génie minéral de l'École Polytechnique de Montréal pour la réalisation des essais de laboratoire visant à évaluer les propriétés hydro-géotechniques des résidus désulfurés étudiés. Nous aimerais remercier particulièrement M. Michel Aubertin pour ses conseils judicieux ainsi que M. Jean-François Ricard et M.. Antonio Gatien pour la réalisation des essais.

De plus, nous voudrions remercier M. Rodolfo Crespo pour son aide lors des modélisations numériques.

Enfin, un gros merci aux représentants des deux mines qui ont participé au projet pour leurs conseils et leurs commentaires spécialement lors de l'analyse économique.

TABLE DES MATIÈRES

RÉSUMÉ	ii
ABSTRACT	iv
REMERCIEMENTS	vi
LISTE DES FIGURES	ix
LISTE DES TABLEAUX.....	xi
LISTE DES ANNEXES	xii
1. Introduction	1
1.1 Généralités.....	1
1.2 Objectifs du projet.....	1
1.3 Barrières de recouvrement multicouches	2
2. Principaux résultats minéralurgiques	8
2.1 Généralités.....	8
2.2 Caractéristiques des deux pulpes étudiées	8
2.3 Essais expérimentaux de séparation des sulfures par cyclonage	10
2.3.1 Méthodologie	11
2.3.2 Principaux résultats	11
2.4 Essais expérimentaux de séparation des sulfures par essais de concentration gravimétrique.....	12
2.4.1 Méthodologie	12
2.4.2 Principaux résultats	13
2.5 Essais expérimentaux de séparation des sulfures par essais de flottation.....	14
2.5.1 Méthodologie	15
2.5.2 Principaux résultats pour la mine #1	16
2.5.3 Principaux résultats pour la mine #2	18
2.5.4 Analyse des résultats obtenus sur les résidus de la mine #1	21
2.5.5 Analyse des résultats obtenus sur les résidus de la mine #2.....	23
2.6 Potentiel de génération d'acide des résidus désulfurés.....	24
3. Caractéristiques hydro-géotechniques des résidus étudiés	26
3.1 Analyses granulométriques.....	26
3.2 Analyses minéralogiques	26

3.3	Densité relative des grains solides	29
3.4	Conductivité hydraulique.....	30
3.5	Caractéristiques de succion.....	33
4.	Modélisation des performances des barrières	35
4.1	Logiciel utilisé.....	35
4.2	Modélisations réalisées.....	36
4.3	Fonctions utilisées dans le modèle	37
4.4	Résultats obtenus et analyse des résultats	39
5.	Évaluation économique de la méthode proposée	44
5.1	Généralités.....	44
5.2	Paramètres du modèle économique utilisés pour la mine #1	44
5.3	Paramètres du modèle économique utilisés pour la mine #2	49
5.4	Analyse des résultats du modèle économique de la mine #1.....	54
5.5	Analyse des résultats du modèle économique de la mine #2.....	57
5.6	Comparaison des résultats obtenus avec ceux tirés de la littérature	60
6.	Conclusion	61
7.	Recommandations	66
	ANNEXES	72

LISTE DES FIGURES

Figure 1.1:	Configuration typique d'une barrière de recouvrement multicoche (D'après Aubertin et Chapuis, 1991).....	4
Figure 1.2:	Influence de la saturation sur le coefficient de diffusion de l'oxygène dans un milieu poreux (d'après Aachib et al., 1993)	6
Figure 2.1:	Courbe granulométrique des résidus miniers de la mine #1	9
Figure 2.2:	Courbe granulométrique des résidus miniers de la mine #2	9
Figure 2.3:	Histogramme de la distribution du fer pour différents tamis avant et après cyclonage	12
Figure 2.4:	Courbe granulométrique de la fraction grossière (U/F) de la mine #1 utilisée pour la récupération des sulfures.....	13
Figure 3.1:	Courbes granulométriques de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) des rejets désulfurés de la mine #1	27
Figure 3.2:	Courbes granulométriques de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) des rejets désulfurés de la mine #2	27
Figure 3.3:	Courbes caractéristiques de succion de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) de résidus désulfurés de la mine #1	34
Figure 3.4:	Courbes caractéristiques de succion de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) de résidus désulfurés de la mine #2	34
Figure 4.1:	Maillage utilisé pour les simulations d'essais en colonnes à l'aide de SEEP/W (unités: mètres)	37
Figure 4.2:	Courbes de conductivité hydraulique versus pression pour les résidus grossiers (U/F) et fins (O/F) de la mine #1	38
Figure 4.3:	Courbes de conductivité hydraulique versus pression pour les résidus grossiers (U/F) et fins (O/F) de la mine #2	39
Figure 4.4:	Résultats des simulations pour les résidus de la mine #1 présentés sous la forme de profondeur versus saturation pour différentes périodes de sécheresse	40
Figure 4.5:	Résultats des simulations pour les résidus de la mine #1 présentés sous la forme de profondeur versus pression pour différentes périodes de sécheresse	41
Figure 4.6:	Résultats des simulations pour les résidus de la mine #2 présentés sous la forme de profondeur versus saturation pour différentes périodes de sécheresse	42

Figure 4.7:	Résultats des simulations pour les résidus de la mine #2 présentés sous la forme de profondeur versus pression pour différentes périodes de sécheresse	43
Figure 5.1:	Répartition des coûts pour la construction d'une barrière de recouvrement multicouche à partir de résidus désulfurés de la mine #1 (scénarios min, moyen et max)	55
Figure 5.2:	Influence du coûts d'opération de désulfuration des résidus de la mine #1 (avec une récupération d'or moyenne) sur les coûts de construction de la barrière multicouche.....	56
Figure 5.3:	Influence de la récupération d'or sur les coûts de construction de la barrière multicouche pour la mine #1	56
Figure 5.4:	Influence du coûts d'opération de désulfuration des résidus de la mine #1 (avec une récupération d'or moyenne) sur les coûts de construction de la barrière multicouche en supposant la désulfuration en amont de la cyanuration	57
Figure 5.5:	Répartition des coûts pour la construction d'une barrière de recouvrement multicouche à partir de résidus désulfurés de la mine #2 (scénarios min, moyen et max)	58
Figure 5.6:	Influence du coûts d'opération de désulfuration des résidus de la mine #2 sur les coûts de construction de la barrière multicouche	59
Figure 5.7:	Influence du coûts d'opération de désulfuration des résidus de la mine #2 sur les coûts de construction de la barrière multicouche en supposant la désulfuration en avant de la cyanuration	59

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2.1:	Principales caractéristiques de la pulpe étudiée	8
Tableau 2.2:	Teneur en fer par classe granulométrique pour la mine #1	10
Tableau 2.3:	Teneur en fer par classe granulométrique pour la mine #2	10
Tableau 2.4:	Bilan métallurgique d'un essai de concentration gravimétrique (mine #1)	14
Tableau 2.5:	Bilan métallurgique de la flottation #3	16
Tableau 2.6:	Bilan métallurgique de la flottation # 22	17
Tableau 2.7:	Bilan métallurgique de la flottation # 5	17
Tableau 2.8:	Bilan métallurgique de la flottation # 10	18
Tableau 2.9:	Bilan métallurgique du soufre et du fer pour la flottation #11	20
Tableau 2.10:	Bilan métallurgique de l'or et du cuivre pour la flottation #11	20
Tableau 2.11:	Bilan métallurgique de la flottation #17	21
Tableau 2.12:	Principaux résultats obtenus pour la désulfuration des résidus de la mine #1	22
Tableau 2.13:	Principaux résultats obtenus pour la désulfuration des résidus de la mine #2	24
Tableau 2.14:	Potentiel de génération d'acide du rejet de flottation #9	24
Tableau 2.15:	Potentiel de génération d'acide du rejet de flottation #17 et des résidus avant désulfuration	25
Tableau 3.1:	Principaux résultats des analyses minéralogiques	29
Tableau 3.2:	Résultats des essais de détermination de la densité relative des grains solides Dr	29
Tableau 3.3:	Principaux résultats des essais de perméabilité	32
Tableau 4.1:	Résumé de certaines caractéristiques de SEEP/W (tiré de Crespo, 1994)	35
Tableau 5.1:	Constantes et variables utilisées dans le modèle économique pour la mine #1	48
Tableau 5.2:	Constantes et variables utilisées dans le modèle économique pour la mine #2	53

LISTE DES ANNEXES

Annexe A	Essais minéralurgiques	74
Annexe B	Caractéristiques hydro-géotechniques	141
Annexe C	Modélisations numériques	164

1. Introduction

1.1 Généralités

En février 1994, le Centre de recherches minérales (CRM) a retenu le projet de recherche proposé par l'Unité de recherche et de service en technologie minérale (URSTM) intitulé «*Valorisation des résidus miniers : une approche intégrée*» pour faire partie des dix projets financés dans le cadre de l'Entente auxiliaire de développement minéral - Volet mines écologiques. Le montant alloué par le CRM pour la réalisation du projet était de 10 000 \$ et la durée de six mois.

Un montant supplémentaire de l'ordre de 20 000 \$ en provenance de divers fonds de recherche de l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT) et du Centre spécialisé en technologie minérale, division de l'Abitibi-Témiscamingue (CSTM) ont été mis à la disposition de l'équipe en raison des perspectives de développement qu'offrait le projet.

1.2 Objectifs du projet

À partir de deux cas réels de résidus générateurs de DMA provenant de l'Abitibi, on évalue la possibilité d'extraire les sulfures et d'utiliser la fraction non sulfureuse comme barrière de recouvrement multicouche qui serait mise en place de façon hydraulique ou encore mécanique. Il est prévu qu'un cyclone serait utilisé pour produire, à partir du matériel désulfuré, un matériel grossier et un matériel fin. Ce contraste de granulométrie est essentiel pour assurer le bon fonctionnement d'une barrière de recouvrement multicouche. Une analyse de préfaisabilité économique est aussi incorporée au projet.

La méthodologie suivie pour atteindre les objectifs mentionnés précédemment est la suivante :

- 1- définir une ou plusieurs méthodes qui permet d'obtenir un résidu non générateur;
- 2- évaluer, pour les méthodes les plus prometteuses, la possibilité de récupérer des valeurs commerciales;
- 3- produire une quantité suffisante de matériel (sousverse et surverse) pour procéder aux essais de laboratoire;

- 4- réaliser les essais de laboratoire qui permettront de déterminer les caractéristiques hydro-géotechniques des résidus désulfurés;
- 5- modéliser, à partir des caractéristiques hydro-géotechniques évaluées au laboratoire, l'efficacité qu'aurait une barrière multicouche constituée des deux résidus miniers désulfurés étudiés;
- 6- évaluer les coûts relatifs à cette nouvelle méthode de restauration pour les deux cas étudiés;
- 7- comparer ces coûts avec ceux des autres méthodes de restauration habituellement utilisées.

Le projet est réalisé sur deux cas réels de résidus générateurs de DMA provenant de l'Abitibi. Tout au long du rapport, les deux mines étudiées seront appelées mine #1 et mine #2, ceci afin d'assurer la confidentialité.

Le projet, étant donné son ampleur et son échéancier (six mois), ne permettra pas d'évaluer avec précision les différents paramètres impliqués, mais permettra plutôt d'évaluer le potentiel de la nouvelle méthode de restauration proposée. Les résultats de cette étude serviront à déterminer l'opportunité de poursuivre les travaux.

1.3 Barrières de recouvrement multicouches

Ce projet projet de recherche propose la barrière de recouvrement multicouche comme méthode pour empêcher l'infiltration de l'oxygène. Il est donc bon ici de revenir sur le principe de la méthode.

Les réactions chimiques conduisant à l'acidification des effluents miniers sont relativement bien connues et peuvent être trouvées dans plusieurs ouvrages dont Ritcey (1989), SRK (1989) et CMA (1992). Pour contrôler la production de DMA, il faut exclure un ou plusieurs des éléments constitutifs de ces réactions, soit l'eau, l'oxygène et les sulfures. On considère habituellement que l'exclusion de l'oxygène constitue la technique la plus efficace pour contrôler le DMA à long terme.

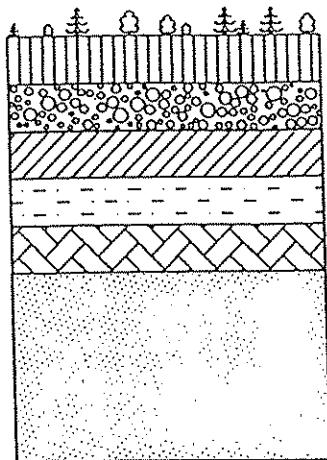
Il existe plusieurs méthodes pour empêcher l'oxygène de s'infiltrer jusqu'aux résidus. L'eau peut être utilisée comme barrière à l'oxygène (inondation des résidus). L'efficacité de cette technique vient de la faible diffusion de l'oxygène dans l'eau. Une autre approche pour limiter l'apport en oxygène est de construire des barrières de recouvrement multicouches à partir de

matériaux meubles. Cette technique est généralement considérée comme l'une des plus intéressantes alternatives pour limiter le DMA.

Configuration géométrique

La configuration géométrique de telles barrières (voir figure 1) a fait l'objet de plusieurs discussions dans la littérature (Oakley, 1987, Nicholson et al., 1989, SRK, 1989). Les principales caractéristiques de chacune des composantes de la barrière sont les suivantes (du haut vers le bas de la figure 1) (Aubertin et Chapuis, 1991).

- Une couche humide (de 15 à 90 cm d'épaisseur) servant à la croissance des plantes et à la rétention d'eau. L'épaisseur de cette couche varie avec le type de végétation et elle doit assurer une protection suffisante aux racines contre un contact avec les contaminants. Pour la revégétation de la couche, on doit suivre les lignes de conduite établies récemment en ce domaine (Ritcey, 1989).
- Une couche de matériau grossier (de 30 à 50 cm d'épaisseur) qui empêche les intrusions biologiques. Un gravier de classification USCS (GW, GP) comprenant des cailloux avec un D₅₀ d'environ 10 à 20 cm est indiqué.
- Une couche drainante non-capillaire (de 15 à 40 cm) servant à évacuer rapidement l'eau d'infiltration et à empêcher la montée de l'eau de la couche fine vers la surface. Cette couche devrait avoir une conductivité hydraulique supérieure (d'un facteur de 1000 et plus) à celle de la couche imperméable sous-jacente.
- Une couche de matériaux fins (de 30 à 150 cm d'épaisseur) qui a pour but de limiter l'infiltration de l'eau et d'empêcher le passage de l'oxygène.
- Une couche drainante non-capillaire pour empêcher la montée du lixiviat par capillarité jusqu'à la couche fine. A noter que pour chacune des couches nommées précédemment, il faut s'assurer que les critères de filtre sont respectés.



- (A) Couche humide
- (B) Couche de matériau grossier
- (C) Couche drainante
- (D) Couche de matériau fin
- (E) Couche non capillaire
- (F) Rejets miniers

Figure 1.1 : Configuration typique d'une barrière de recouvrement multicouche (D'après Aubertin et Chapuis, 1991)

Habituellement, les barrières de recouvrement (monocouches ou multicouches) sont construites à partir de matériaux meubles naturels comme l'argile ou le till. Le groupe de chercheur de l'École Polytechnique a plutôt proposé d'utiliser d'autres résidus miniers, ceux-là non sulfureux, comme composantes de la barrière multicouche. Ce projet, quant à lui, est plutôt complémentaire de celui de l'École Polytechnique puisqu'il propose l'utilisation de résidus désulfurés pour construire la barrière de recouvrement multicouche.

Principes de fonctionnement des barrières multicouches

Les principaux facteurs qui influencent la performance d'une barrière de recouvrement multicouche sont les caractéristiques de rétention d'eau de la couche fine ainsi que son coefficient de diffusion de l'oxygène.

Il a été démontré au cours des dernières années que la diffusion de l'oxygène joue un rôle clé dans le processus de production du DMA. Le principal mode de transport de l'oxygène à travers un milieu poreux tels les résidus miniers et la barrière de recouvrement est la diffusion engendrée par le gradient de concentration, alors que le transport par convection est négligeable. On peut donc exprimer à partir des lois de Fick, le mouvement de l'oxygène pour un milieu non-réactif (Freeze et Cherry, 1979; Nicholson et al., 1989).

$$F = -D_e \frac{\delta C}{\delta Z} \quad (5)$$

$$\frac{\delta C}{\delta t} = D_e \frac{\delta^2 C}{\delta Z^2} \quad (6)$$

$$\text{où } C = C [Z, t] \quad (7)$$

- avec F : flux d'oxygène (masse/unité de surface . unité de temps)
 D_e : coefficient de diffusion effective (unité de surface . unité de temps)
 C : concentration de l'oxygène (masse par unité de volume)
 Z : profondeur (unité de longueur)
 $\frac{\delta C}{\delta t}$: dérivée de la concentration par rapport au temps (masse/unité de volume . unité de temps)

Lorsque le milieu poreux contient des éléments réactifs, l'équation 6 doit être modifiée. La nouvelle équation s'écrit (Nicholson et al., 1989) :

$$\frac{\delta C}{\delta t} = D_e \frac{\delta^2 C}{\delta Z^2} - kC \quad (8)$$

où k représente la constante de réaction de l'oxygène avec le milieu réactif (qui est le sulfure dans le cas du DMA).

Le paramètre qui influence le plus le flux d'oxygène est le coefficient D_e . On exprime habituellement D_e de la façon suivante (Millington et Shearer, 1971; Collin et Rasmussen, 1990; Aachib et al., 1993) :

$$D_e = D_0 \cdot f_1(S_r) \cdot f_2(n, \tau) \quad (9)$$

- où D_0 : coefficient de diffusion à l'air libre ($D_0 \approx 1.78 \times 10^{-1} \text{ cm}^2/\text{s}$)
 S_r : degré de saturation
 n : porosité
 τ : tortuosité du milieu

Diverses formulations empiriques ont été établies afin d'exprimer D_e , entre autres, par Millington et Shearer.

$$\frac{D_e}{D_0} = (1 - S_r) \cdot [n(1 - S_r)]^{2x} + H \cdot S_r^2 \cdot (n \cdot S_r)^{2y} \cdot \frac{D_w}{D_0} \quad (10)$$

avec H : coefficient de solubilité de l'oxygène dans l'eau
 D_w : coefficient de diffusion de l'oxygène dans l'eau
 x, y : constantes du matériau qui dépendent de n et S_r

La figure 2 montre la courbe de diffusion de l'oxygène, calculée à partir de l'équation 10, exprimée en fonction du degré de saturation, dans un matériau meuble à grains fins. On remarque sur cette figure que les barrières de recouvrement construites à partir de matériaux fins maintenus à un haut degré de saturation (>90 %) peuvent théoriquement donner le même niveau de réduction de diffusion de l'oxygène que des barrières aqueuses qui sont souvent considérées comme étant les barrières les plus efficaces pour limiter le DMA (SRK, 1989). L'objectif d'une barrière multicouche est donc d'avoir une couche de matériaux fins qui se maintient à un degré de saturation supérieur ou égal à 90 % afin de limiter la diffusion de l'oxygène jusqu'aux résidus sulfureux.

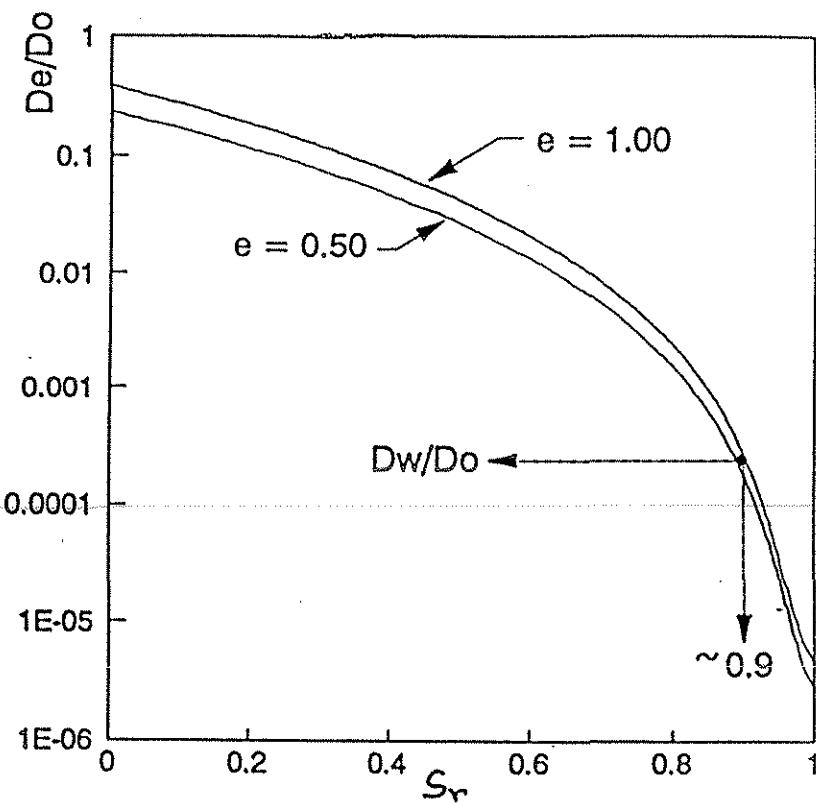


Figure 1.2 : Influence de la saturation sur le coefficient de diffusion de l'oxygène dans un milieu poreux (d'après Aachib et al., 1993)

On peut observer à la figure 2 que le coefficient de diffusion de l'oxygène est fortement influencé par la teneur en eau du milieu. C'est pour cette raison que les caractéristiques de rétention d'eau du matériau jouent un rôle très important sur l'efficacité de la barrière multicouche.

Comme ces barrières sont conçues pour être placées sur les rejets de concentrateur sulfureux, donc au-dessus de la nappe phréatique, les matériaux utilisés pour limiter la diffusion de l'oxygène (couche fine) doivent pouvoir maintenir un haut degré de saturation de façon permanente sans une alimentation régulière en eau. Si le contraste capillaire entre les différents matériaux est suffisamment grand et qu'un bris capillaire s'effectue entre la couche grossière du bas et la couche fine, l'influence de la nappe phréatique deviendra alors négligeable et la performance de la barrière multicouche devrait atteindre les niveaux escomptés.

2. Principaux résultats minéralurgiques

2.1 Généralités

Comme l'objectif principal du projet est de vérifier si une barrière de recouvrement construite à partir de résidus miniers désulfurés peut empêcher la production de DMA, il faut à prime abord vérifier la faisabilité de l'extraction des sulfures.

Les essais minéralurgiques visant à extraire les sulfures des résidus miniers étudiés ont été réalisés dans les laboratoires du département de Technologie minérale du Cégep de l'Abitibi-Témiscamingue. Ces essais ont été dirigés par Jean Lelièvre, directeur du Centre spécialisé en technologie minérale (CSTM), division Abitibi-Témiscamingue. On retrouve dans ce rapport les principaux résultats obtenus. Quant aux résultats détaillés, ils sont présentés en annexe.

2.2 Caractéristiques des deux pulpes étudiées

Les essais visant à séparer les sulfures de la gangue ont été réalisés sur des résidus fraîchement prélevés à la sortie du concentrateur. Les principales caractéristiques de ces résidus sont présentées au tableau 2.1, et on retrouve les courbes granulométriques aux figures 2.1 et 2.2. La minéralogie détaillée des résidus étudiés est présentée au chapitre 3.

Tableau 2.1 : Principales caractéristiques de la pulpe étudiée

	Mine #1	Mine #2
% de pyrite	≈ 10 %	≈ 55 %
% solide de la pulpe	50 %	50 %
Densité relative	2,81	3,35
Granulométrie : % < 200 mesh	86 %	76 %
pH de la solution	12,2	11,5
Concentration en cyanure	0,2 kg NaCN/tm de solution	1 kg CN _T /tm de solution

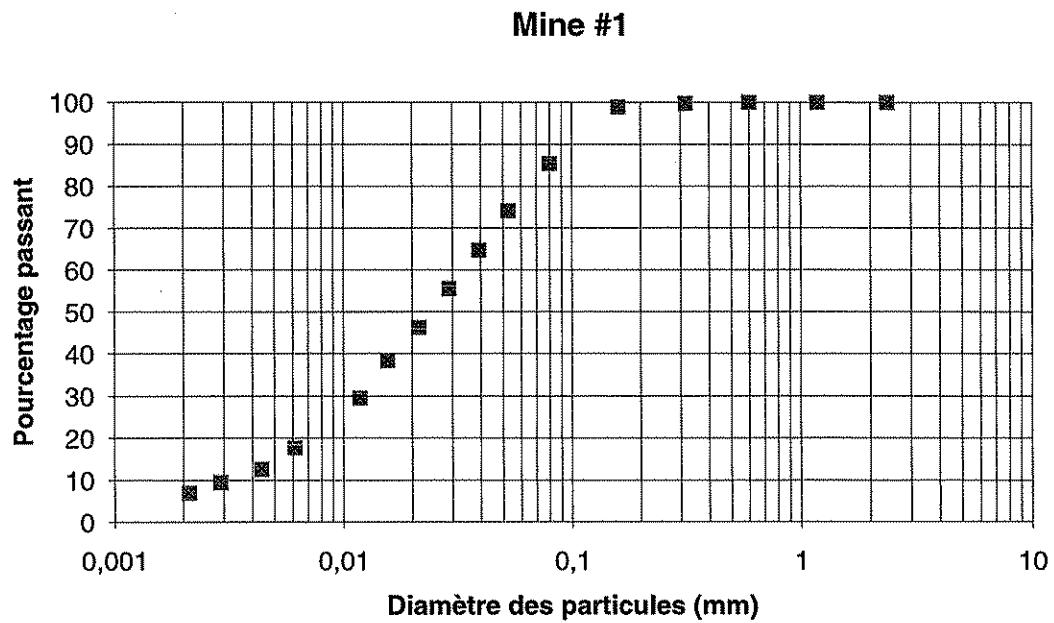


Figure 2.1 : Courbe granulométrique des résidus miniers de la mine #1

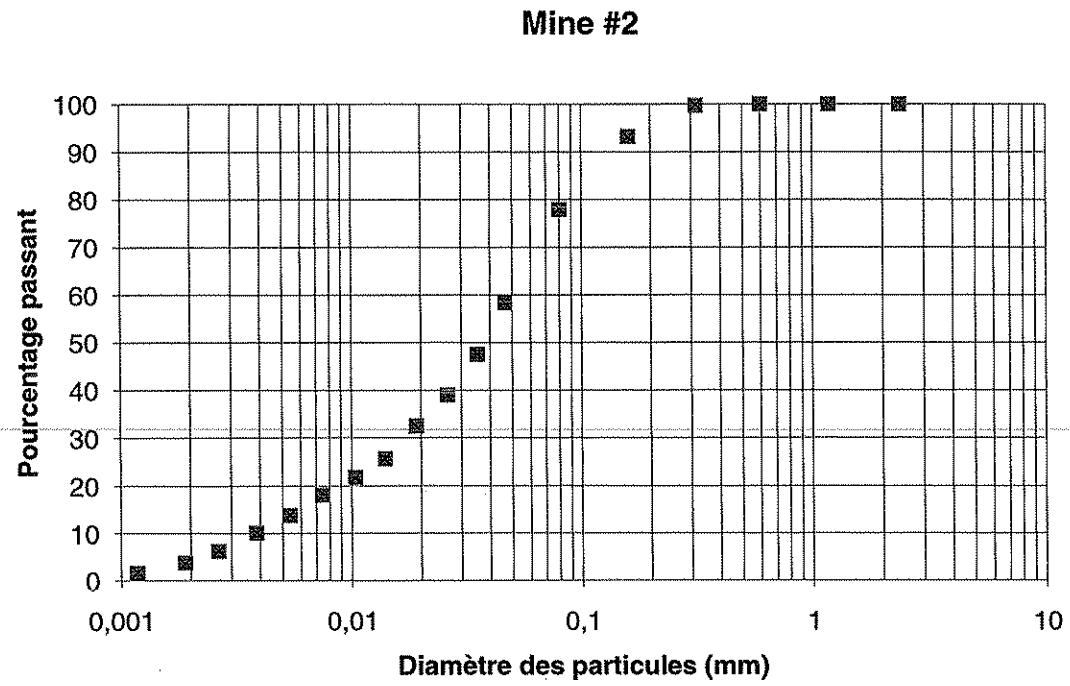


Figure 2.2 : Courbe granulométrique des résidus miniers de la mine #2

Des analyses chimiques par classe granulométrique ont également été réalisées. Le fer (Fe) et le souffre (S) ont été sélectionnés comme indicateur de la présence des sulfures tout au

long du projet. La raison est que le fer et le soufre sont les éléments constitutifs de la pyrite (FeS_2), principal sulfure retrouvé dans les sites étudiés. La teneur totale en fer pour la mine #1 est de 4 % et de 20,7 % pour la mine #2. On retrouve les résultats des teneurs en fer pour chaque classe granulométrique aux tableaux 2.2 et 2.3.

La teneur croissante en fer vers les classes granulométriques les plus fines illustre la concentration des sulfures au niveau des classes les plus fines. Ce phénomène est accentué pour la mine #1. Ceci est causé par l'effet de concentration des particules les plus denses, en l'occurrence des sulfures, dans le circuit de classification de l'usine de concentration. Les particules les plus denses se retrouvent préférentiellement à la sousverse (U/F) des hydrocyclones, favorisant ainsi des conditions de surbroyage des sulfures, ce qui explique finalement leur relative finesse par rapport à la gangue.

Tableau 2.2 : Teneur en fer par classe granulométrique pour la mine #1

# de tamis	% poids	% fer	distribution (%)
100 mesh	0	0	0
150 mesh	4,2	1,4	1,5
200 mesh	8,6	1,4	2,9
270 mesh	12	1,9	5,7
325 mesh	6,9	3,0	5,2
400 mesh	7,2	4,2	7,6
< 400 mesh	61,1	5,0	77,1

Tableau 2.3 : Teneur en fer par classe granulométrique pour la mine #2

# de tamis	% poids	% fer	distribution (%)
100 mesh	0	2,00	0
150 mesh	7,0	4,50	0,7
200 mesh	17,0	17,80	3,7
270 mesh	12,0	26,70	10,3
325 mesh	7,0	27,80	9,0
400 mesh	8,0	27,60	10,8
< 400 mesh	49,9	26,60	65,5

2.3 Essais expérimentaux de séparation des sulfures par cyclonage

Les analyses chimiques par classes granulométriques de la mine #1 ont permis de mettre en évidence la concentration des sulfures au niveau des particules fines; 77 % du fer contenu

dans les résidus se situent dans la fraction moins 400 mailles. Les essais de classification des résidus par hydrocyclone visaient donc à extraire la portion fine avec comme résultat anticipé de réduire substantiellement la proportion de sulfures dans la fraction grossière récupérée à la sousverse (U/F).

Les résidus de la mine #1 ont été utilisés pour évaluer l'efficacité de la séparation des sulfures à l'aide de l'hydrocyclone. Les résidus de la mine #1 nous sont apparus plus propices à une telle technique en raison de la distribution plus marquée des sulfures au niveau des classes granulométriques les plus fines, comparativement à la distribution des résidus provenant de la mine #2.

2.3.1 Méthodologie

Les essais ont été effectués à différentes densités de pulpe à l'alimentation de l'hydrocyclone soit à 33,9 % solide, 19,4 % solide et 46,3 % solide afin d'obtenir différentes mailles de coupure. Des mesures volumiques directes ont été effectuées à l'aide de chaudières afin d'estimer les débits à la surverse (O/F) et à la sousverse (U/F). Les principales caractéristiques du cyclone utilisé sont les suivantes :

- marque : Dorr-Oliver;
- diamètre : 6";
- apex : 3/8"
- vortex : 1 1/4"

Des analyses granulométriques et chimiques ont ensuite été effectuées sur les résidus recueillis à la sousverse (U/F).

2.3.2 Principaux résultats

Les essais en laboratoire ont démontré l'inefficacité de l'hydrocyclone à effectuer une séparation des sulfures. En dépit d'une maille de coupure relativement grossière ($D_{50} = 55$ microns), l'hydrocyclone a été incapable d'effectuer une réelle extraction de la portion fine contenant les sulfures. Par exemple, on peut constater, à l'examen de la figure 2.3 qui résume l'essai #1 réalisé avec une pulpe à 34 % solide (voir annexe pour plus de détails), que le fer s'est retrouvé une fois de plus dans les classes les plus fines du matériel récupéré à la sousverse (U/F). La teneur globale en fer du résidu récupéré à l'U/F est de 3,8 %, soit une diminution de

0,2 % par rapport au rejet avant cyclonage (voir tableau 2.2). On peut également observer à la figure 2.3 un histogramme qui présente le pourcentage en fer pour les différentes fractions de la granulométrie avant et après cyclonage.

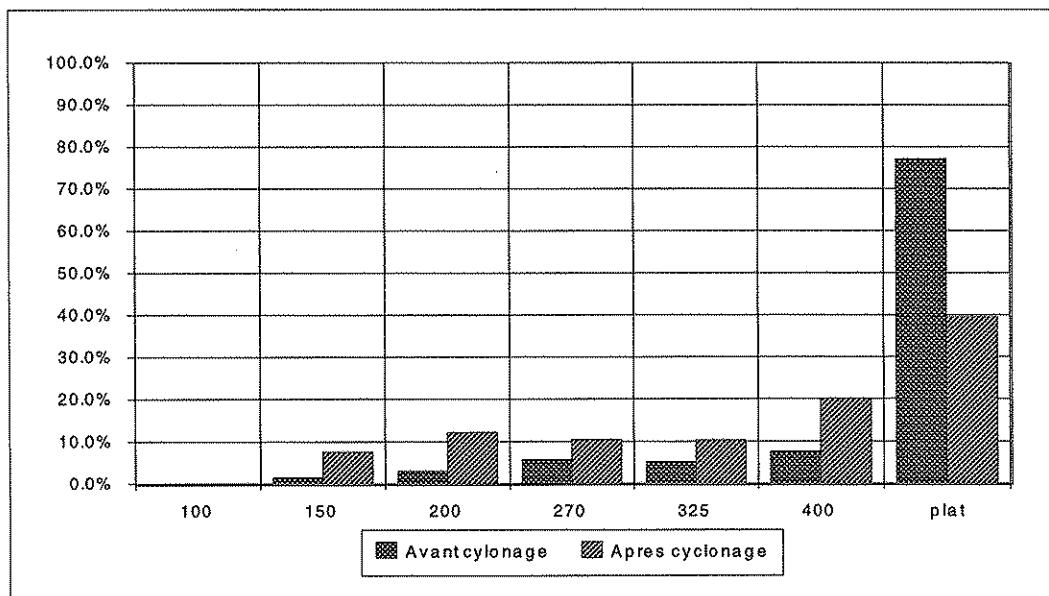


Figure 2.3 : Histogramme de la distribution du fer pour différents tamis avant et après cyclonage

2.4 Essais expérimentaux de séparation des sulfures par essais de concentration gravimétrique

En dépit des conditions particulièrement défavorables en relation avec la finesse relative des sulfures, il a été convenu de procéder à une série d'essais de concentration gravimétrique. La concentration gravimétrique constitue une méthode de concentration peu coûteuse. Les principaux avantages des méthodes de séparation gravimétrique sont qu'elles ne consomment pas de réactifs et qu'elles peuvent s'effectuer en présence de solution cyanurée. Enfin, la concentration gravimétrique permet habituellement de récupérer une portion importante des métaux précieux.

2.4.1 Méthodologie

Une table de Wilfley de 50 cm x 100 cm a été utilisée pour vérifier l'efficacité de la concentration gravimétrique. Compte tenu de la très grande finesse des résidus et tout particulièrement de la distribution des sulfures dans les fractions fines, la table de Wilfley a été

opérée **dans des conditions optimales**, soit :

- très faible débit d'alimentation;
- faible densité de pulpe (environ 10 % solide);
- faible course;
- mouvements rapides (≈ 180 déplacements/min).

La concentration gravimétrique a été tentée sur trois types de matériaux, soit les résidus de la mine #1 (granulométrie originale), les résidus de la mine #2 (granulométrie originale) et les résidus grossiers (U/F du cyclone de l'essai de cyclonage à 34 % en annexe) de la mine #1 dont la granulométrie est présentée à la figure 2.3. Pour chaque série d'essais, l'observation au binoculaire a été utilisée comme méthode primaire d'évaluation de l'efficacité de la récupération des sulfures.

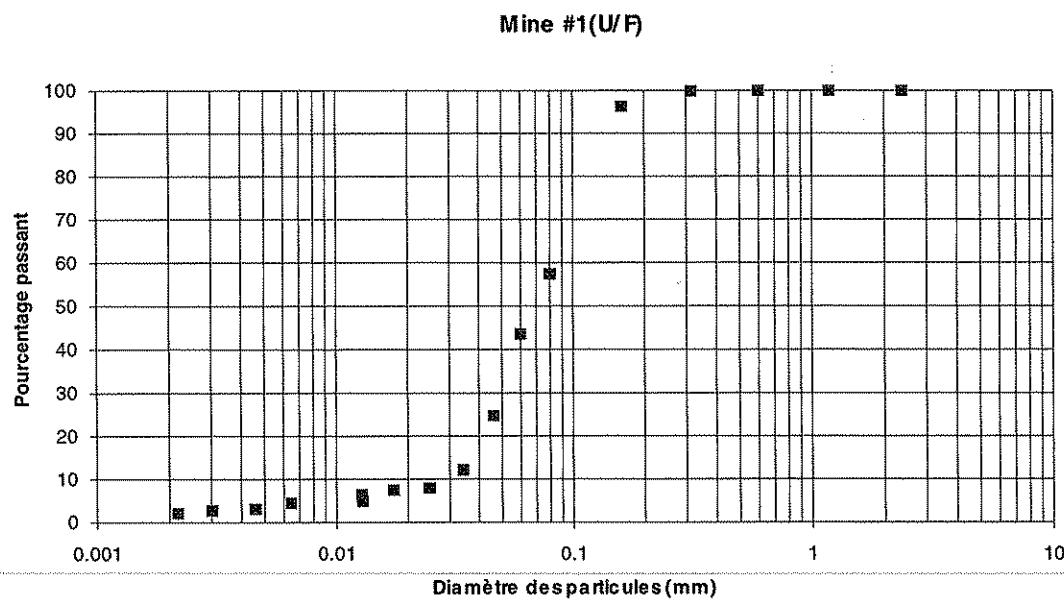


Figure 2.4 : Courbe granulométrique de la fraction grossière (U/F) de la mine #1 utilisée pour la récupération des sulfures

2.4.2 Principaux résultats

Les résultats de la première série d'essais, soit celle réalisée sur les résidus intacts de la mine #1, ont été très peu probants. On présente au tableau 2.4 le bilan métallurgique d'un de ces essais. On remarque sur ce tableau que la différence entre la teneur en fer du rejet de la table à

secousse et celle de l'alimentation est de 0,44 %. Cet écart est nettement insuffisant pour penser produire un résidu non génératrice de DMA. En fait, la table ne réussit à récupérer que la fraction grossière des sulfures.

Tableau 2.4 : Bilan métallurgique d'un essai de concentration gravimétrique (mine #1)

	Poids g	% poids	Teneur Fe	Unités Fe	Distribution Fe
Conc. #1	512,5	3,4 %	17,73 %	0,61	11,1 %
Rejet	14430,0	96,6 %	5,04 %	4,87	88,9 %
Alim. calc.	14942,5	100,0 %	5,48 %	5,48	100,0 %

La deuxième série d'essais réalisée sur les résidus intacts de la mine #2, a permis d'observer une démarcation entre la portion sulfureuse et non sulfureuse. Cependant, l'observation au binoculaire du rejet de la table a permis de constater que la teneur en sulfure est supérieure à 15 %. L'analyse n'a donc pas été poussée plus loin.

Enfin, en ce qui concerne la troisième série d'essais, les observations à l'aide du binoculaire ont permis de constater la très grande proportion de sulfures dans le rejet de la table à secousse, et ce, en dépit du fait que l'alimentation de la table était constituée de particules plus grossières.

Les essais de concentration gravimétriques effectués dans nos laboratoires tendent à démontrer l'inefficacité de la concentration gravimétrique sur les résidus étudiés. La distribution particulière des sulfures au niveau des fractions fines rend cette technique très peu intéressante. Bien entendu, nos essais se sont limités à des essais sur table de Wilfley. D'autres essais devraient être effectués à l'aide de séparateur Knelson et Falcon par exemple et également de cône Reichert. Mais, à la lumière des résultats obtenus, il est peu probable qu'une quelconque méthode de concentration gravimétrique réussisse à abaisser le contenu en sulfures des résidus à un niveau lui permettant de ne pas être génératrice d'acide.

2.5 Essais expérimentaux de séparation des sulfures par essais de flottation

Plusieurs essais de flottation visant à récupérer les sulfures ont été réalisés et **près d'une vingtaine sont présentés en détails en annexe**. Les principaux objectifs de ces essais consistaient à évaluer l'efficacité de la technique de flottation pour la désulfuration des résidus miniers étudiés, à identifier les protocoles de flottation les plus prometteurs et à produire, si

possible, une quantité suffisante de matériel afin de procéder à l'évaluation des propriétés hydrogéotechniques du matériau désulfuré.

Compte tenu du nombre de variables impliquées et des difficultés particulières de la flottation de sulfures en présence de grande quantité de chaux et de cyanure (ce qui est le cas des deux mines étudiées), le programme d'essais de flottation doit être considéré comme "exploratoire". A ce titre, aucune tentative d'optimisation n'a été tentée. Au contraire, la plupart des essais ont été effectués en condition de surdosage.

2.5.1 Méthodologie

Les essais ont été réalisés à l'aide de cellule Denver de laboratoire. Plusieurs essais ont été effectués de façon à identifier les protocoles les plus prometteurs. Les principaux paramètres investigués sont :

Solution : • Flottation en présence de la solution cyanurée originale;
• Flottation après destruction des cyanures;
• Flottation après filtration et repulpage avec eau non contaminée;

Granulométrie : • tel quelle (sans déchlambrage);
• flottation sur la portion grossière (U/F) après classification du résidu dans un hydrocyclone de 6" de dia.

pH de la solution : • pH original • pH = 7
• pH = 10 • pH = 2,8

Activant : • sulfate de cuivre (CuSO_4)
• sulfure de sodium (Na_2S)

Collecteurs : • xanthate A-350 • Aero-404 • Aero-830
• Aero-5100 • Aero-801
• Aero-3477 • Aero-811

2.5.2 Principaux résultats pour la mine #1

Les principales difficultés de la flottation des sulfures des résidus de la mine #1 sont la granulométrie très fine (86 % passant au tamis #200), l'alcalinité très élevée de la solution originale (sursaturation en chaux) et la présence de cyanure.

Flottation en présence de la solution cyanurée originale

Les flottations #1 à #4 (voir annexe pour les informations détaillées) ont été réalisées en solution cyanurée (sans filtration) et sans déchlammmage. Il a été pratiquement impossible de flotter les sulfures dans ces conditions. On présente au tableau 2.5 le bilan métallurgique de la flottation #3 réalisée sur la pulpe originale à un pH ≥ 12,2, avec les collecteurs A-350, A-3477 et A-5100. L'examen de ce tableau permet de constater la très faible performance de la flottation en présence d'une solution fortement cyanurée avec un pH élevé. En effet, la récupération des sulfures n'est que de 10 %.

Tableau 2.5 : Bilan métallurgique de la flottation #3

	Poids (g)	% poids	Teneur Fe	Unités Fe	Distribution Fe
Conc. #1	174,7	9,4 %	5,44	0,51	10,1 %
Rejet	1675,5	90,6 %	5,03	4,56	89,9 %
Alim. calc.	1850,2	100,0 %	5,07	5,07	100,0 %

Les flottations #7 et #8 ont été également réalisées sur des résidus en solution cyanurée sans déchlammmage. Cependant, les collecteurs utilisés étaient de type «sulfonate de pétrole» (A-801R et A-830). L'observation au binoculaire a démontré clairement que la majorité des sulfures n'avait pas flottée.

Flottation après destruction des cyanures

Un autre essai a été réalisé sur la pulpe intacte (non filtrée et non déchlammmée). En effet, l'essai de flottation #22 a été faite après destruction des cyanures à l'aide de métabisulfite de sodium, au pH initial de la pulpe, soit 12,2. Les résultats obtenus démontrent une désulfuration incomplète du résidu (1,1 % de souffre). De plus, les consommation en réactifs (particulièrement en acide sulfurique avec une consommation de 32 kg/t et en métabisulfite avec 6,89 kg/t) sont très

importantes et s'expliquent par la sursaturation de la solution en chaux. On peut observer le bilan métallurgique de cet essai au tableau 2.6.

Tableau 2.6 : Bilan métallurgique de la flottation # 22

	Poids g	Poids %	Teneur		Unités		% distribution	
			S %	Au g/t	S	Au	S	Au
Conc. #1	107,7	6,6 %	25,7	1,20	1,7	0,1	61,5 %	38,6 %
Conc. #2	14,8	0,9 %	9,4	0,66	0,1	0,0	3,1 %	2,9 %
Rejet	1506,1	92,5 %	1,1	0,13	1,0	0,1	35,5 %	58,5 %
Alim. calc.	1628,6	100,0 %	2,8	0,21	2,8	0,2	100,0 %	100,0 %

Flottation après filtration et repulpage avec une eau non contaminée

Suite aux résultats des flottation #1, #2, #3, #4, #7, #8 et #22, il a été décidé de procéder à une filtration avant la flottation. L'essai de flottation #6 a été réalisé après filtration de la pulpe, à différents pH (8,4, 6,5 et 2,8). L'examen visuel au binoculaire a démontré que pratiquement aucune flottation des sulfures n'a eu lieu. Il a donc été déduit que les sulfures ont été soumises à des conditions d'oxydation intenses dans le circuit de cyanuration qui ont entraîné une altération des surfaces.

Afin de réactiver les surfaces, il a été décidé d'utiliser du sulfure de sodium. Les essais de flottation #5 et #10 ont été réalisés sur une pulpe filtrée avec l'ajout d'un agent activant (sulfure de sodium). Cependant, l'essai #5 a été réalisé à un pH neutre (7,8 et 8,1) tandis que l'essai # 10 a été réalisé à pH acide (2,8). Les bilans métallurgiques de ces deux essais sont présentés aux tableaux 2.7 et 2.8. On remarque que la récupération du fer n'est pas fortement influencée par le pH et que les récupérations en or semblent supérieures à un pH neutre (3,46 g/t) plutôt qu'à pH acide (0,87 g/t). Par ailleurs, les teneurs en fer et en soufre semblent encore trop élevées pour considérer les rejets comme non générateurs de DMA.

Tableau 2.7 : Bilan métallurgique de la flottation # 5

	Poids g	Poids %	Fe %	Au g/tm	Unités		Distribution	
					Fe	Au	Fe	Au
Conc. #1	77,3	8,2	30,8	4,60	2,5	0,4	52,5 %	74,7 %
Conc. #2	36	3,8	12,6	1,00	0,5	0,0	10,0 %	7,6 %
Rejet	825,3	87,9	2,1	0,10	1,8	0,1	37,5 %	17,8 %
Alim. calc.	938,6	100	4,8	0,51	4,8	0,5	100 %	100 %

Tableau 2.8 : Bilan métallurgique de la flottation # 10

	Poids g	Poids %	Fe %	S %	Au g/tm	Unités			Distribution		
						Fe	S	Au	Fe	S	Au
Conc. #1	80,3	17,4	17,4	23,7	0,87	3,0	4,1	0,2	76,4 %	87,2 %	58,5 %
Rejet	381,8	82,6	1,1	0,7	0,13	0,9	0,6	0,1	23,6 %	12,8 %	41,5 %
Alim. calc.	462,1	100,0	4,0	4,7	0,26	4,0	4,7	0,3	100 %	100 %	100 %

Pour obtenir un rejet de flottation non génératrice de DMA, la pulpe, en plus d'être filtrée et repulpee, a été déchlamée à l'aide du cyclone décrit dans la section 2.3. La description détaillée de l'essai est présentée en annexe à l'essai de flottation #9. Les collecteurs utilisés lors de cet essai sont le Aero-3477 et le Aero-5100. Le pH a été ajusté à 6,5. La flottation #9 a permis d'obtenir un rejet de flottation qui a une teneur en fer de 1,08 % et une teneur en soufre de < 0,001 %.

À la lumière de ces résultats, il est évident qu'il n'y a pratiquement plus aucune sulfure dans le rejet de flottation. Cependant, la teneur en fer reste encore passablement élevée. Ce phénomène peut s'expliquer de deux façons. Il est possible que le fer soit contenu dans d'autres minéraux que les oxydes de fer. Il se peut également qu'il y est une légère contamination du cyclone.

On se rappellera que l'un des objectifs de la partie minéralurgique est de produire un matériel non génératrice de DMA en quantité suffisante pour procéder à l'évaluation des propriétés hydro-géotechniques. **C'est donc pour la mine #1, à l'aide du protocole de l'essai de flottation #9, que ce matériel a été produit.**

2.5.3 Principaux résultats pour la mine #2

La flottation des sulfures des résidus de la mine #2 suit approximativement les mêmes tendances que celles observées lors des essais sur le résidu de la mine #1. Les résultats obtenus ainsi que les difficultés rencontrées sont semblables même si l'alcalinité de la pulpe de la mine #2 est de beaucoup inférieure.

Flottation en présence de la solution cyanurée originale

Les essais de flottation #12 et #13 ont été réalisés sur des rejets en solution cyanurée (sans filtration) au pH initial de la pulpe. La différence entre les deux essais est le collecteur utilisé. Dans les cas de la flottation #12, les collecteurs utilisés sont le A-3477 et le A-5100, tandis que pour la flottation #13, le collecteur utilisé est le A-350. Dans les deux cas, une simple analyse à l'aide du binoculaire a permis de conclure à l'inefficacité de la technique.

La flottation #14 est identique à la flottation # 12 à l'exception que l'on a fait varier le pH successivement de 11,5 à 9, 6,5 et 2,8. Encore une fois, l'analyse au binoculaire a permis de conclure que cette technique ne pouvait pas flotter les sulfures avec efficacité.

Les flottations #15 et #16 ont voulu vérifier si les collecteurs de type "sulfonate de pétrole" pouvaient efficacement flotter les sulfures. Dans le cas de la flottation #15, le collecteur utilisé est le A-801R, tandis que celui utilisé pour la flottation #16 est le A-830. Dans les deux cas, la flottation a été réalisée au pH initial de la pulpe, soit 11,5. La flottation #15 a donné de bons résultats. Le rejet désulfuré était de couleur blanche. Cependant, il a été observé que la très grande majorité des particules fines (sulfurées ou non) se retrouvent dans le concentré. Cela entraîne une granulométrie du rejet beaucoup trop grossière pour pouvoir constituer un matériau valable pour être utilisé comme composante d'une barrière de recouvrement multicouche. Cette piste pourrait cependant être approfondie davantage dans l'avenir. Quant à la flottation #16, elle a été très peu sélective et moins efficace que la flottation #15. On peut donc conclure que le collecteur A-801R offre un rendement supérieur au A-830.

Flottation après filtration et repulpage avec une eau non contaminée

Étant donné les piètres résultats en solution cyanurée, il a été décidé de procéder à une filtration et à un repulpage avant la flottation. L'essai de flottation #11 a donc été réalisé sur une pulpe filtrée et récupérée, avec un abaissement du pH de 8,4 à 6,5 et 2,8 et avec l'ajout d'un agent activant (sulfure de sodium). Les collecteurs utilisés ont été le Aero-3477 et le Aero-5100. Cet essai a permis d'obtenir une bonne récupération des sulfures, comme on peut l'observer au tableau 2.9. Les teneurs en fer et en souffre (0,8 % fer et 0,7 % souffre) sont relativement basses par rapport aux teneurs initiales des résidus. En ce qui concerne les métaux précieux, aucune concentration n'a été observée dans les concentrés. Le bilan métallurgique des métaux précieux est présenté au tableau 2.10. La quantité de rejets de flottation produite constitue 29 % de la

masse initiale. Les consommations de réactifs sont très élevées. Cependant, l'essai a été effectué dans des conditions de surdosage.

Tableau 2.9 : Bilan métallurgique du souffre et du fer pour la flottation #11

	Poids g	Poids %	Fe	S	Unités		Distribution	
					Fe	S	Fe	S
Conc. #1	123,8	20,2 %	15,9 %	24,5 %	3,2	5,0	16,4 %	21,4 %
Conc. #2	309,7	50,6 %	31,9 %	35,4 %	16,1	17,9	82,3 %	77,6 %
Rejet	178,2	29,1 %	0,8 %	0,7 %	0,2	0,2	1,2 %	0,9 %
Alim. calc.	611,7	100,0 %	19,6 %	23,1 %	19,6	23,1	100,0 %	100,0 %

Tableau 2.10 : Bilan métallurgique de l'or et du cuivre pour la flottation #11

	Poids g	Poids %	Cu	Au g/tm	Unités		Distribution	
					Cu	Au	Cu	Au
Conc. #1	123,8	20,2 %	0,19 %	0,3	0,00	0,1	0,0 %	22,9 %
Conc. #2	309,7	50,6 %	0,06 %	0,3	0,00	0,2	0,0 %	57,2 %
Rejet	178,2	29,1 %	0,03 %	0,2	0,00	0,1	0,0 %	19,9 %
Alim. calc.	611,7	100,0 %	0,08 %	0,3	0,00	0,3	0,0 %	100,0 %

Maintenant qu'il a été possible d'identifier une procédure qui permet d'obtenir une bonne récupération des sulfures (flottation #11), il fallait ensuite produire une quantité suffisante de matériel pour procéder à l'évaluation des propriétés hydro-géotechniques. Étant donné la quantité de sulfures dans les résidus (environ 60 %), il a fallu utiliser l'usine pilote du Cégep de l'Abitibi-Témiscamingue pour disposer de la capacité nécessaire à la production d'environ 15 kg de matériaux désulfurés. La méthodologie de cet essai (flottation #17) est présentée en annexe. Les analyses chimiques réalisées sur les rejets de cet essai ont permis de constituer le bilan métallurgique présenté au tableau 2.11. L'examen de ce tableau permet de constater que les teneurs en souffre ont été amenées à 0,6 %, ce qui est très en deçà de la valeur initiale. Un aspect intéressant de cet essai est qu'il montre que les performances métallurgiques sont supérieures et que la consommation en réactifs est inférieure lorsque l'on utilise l'usine-pilote plutôt que des essais de flottation en laboratoire. Des photos du montage et de l'usine-pilote sont présentées en annexe.

Tableau 2.11 : Bilan métallurgique de la flottation #17

	Poids kg	Poids	Fe %	S %	Unités		Distribution	
					Fe	S	Fe	S
Rejet	13,7	31,5 %	0,9	0,6	0,3	0,2	1,7 %	0,7 %
Conc. calc.	29,8	68,5 %	24,4	39,9	16,7	27,3	98,3 %	99,3 %
Alimentation	43,5	100,0 %	17,0	27,5	17,0	27,5	100 %	100 %

2.5.4 Analyse des résultats obtenus sur les résidus de la mine #1

A la lumière de l'ensemble des essais effectués, il s'avère évident que la flottation constitue la méthode la plus prometteuse pour la désulfuration des résidus de la mine #1. Les principales constatations de la partie minéralurgique sont les suivantes :

- Les essais effectués ont mis en évidence la **quasi impossibilité de flotter les sulfures en présence de solution cyanurée et de pH alcalins.**
- La méthode de flottation la plus efficace est la suivante : **déchlammpage + filtration de la pulpe + repulpage avec eau non contaminée + ajout de Na_2S + $\text{pH} \leq 6,5$ et $2,8$ + collecteurs Aero-3477 et Aero-5100.**

La flottation en eau non contaminée et ajout de sulfures de sodium constituent des éléments importants du protocole utilisé pour la désulfuration des résidus de la mine #1. Le Na_2S sert principalement à réactiver la surface des sulfures qui ont subi une forte oxydation pendant le processus de cyanuration.

L'alcalinité de la solution constitue un autre élément déterminant du succès de la flottation. La flottation est impossible à effectuer à pH très alcalin ($\text{pH} \geq 12$) et ne devient efficace qu'à pH neutre ($\text{pH} \approx 6,5$). En fonction des résultats de l'essai de flottation #5, il semble également que la récupération des métaux précieux soit meilleure en pH neutre.

- La dégradation des cyanures avant la flottation des sulfures semble peu attrayante du point de vue des consommations en réactifs. En effet, il a été observé que la consommation en réactifs ($\text{H}_2\text{SO}_4/\text{tm}$ et de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5/\text{tm}$) est excessivement élevée à

cause principalement de la sursaturation de la pulpe en chaux. Cette consommation très élevée en réactifs rend à priori cette alternative peu attrayante.

- Il a été observé que le sulfate de cuivre est complètement inefficace comme activant des sulfures.
- Les essais réalisés laissent présager qu'un léger déchlammmage de la pulpe avant d'effectuer la flottation est requis pour assurer une désulfuration complète des résidus.
- La teneur en or des concentrés étudiés varie habituellement entre 0,8 à 3,46 g/t.
- La portion du résidu désulfuré de la mine #1 (24,3 %) peut paraître très réduite par rapport à la proportion de sulfures présents dans le résidu (10 % sulfures). Il faut comprendre que le résidu de la mine #1 a subi un déchlammmage par hydrocyclone de la portion -50 microns. Cette opération a extrait près de 70 % de la masse initiale du résidu. La portion grossière (sousverse) a été utilisée pour la réalisation des essais de flottation. Il est anticipé qu'un déchlammmage à une maille de coupure beaucoup plus fine (5 à 10 microns), qui permettrait d'enlever 20 % de la masse initiale par exemple, pourrait permettre de produire un résidu non générateur de DMA tout en permettant d'augmenter considérablement la proportion de matériel désulfuré par rapport à l'alimentation.

On présente au tableau 2.12 un résumé des principaux résultats pour la désulfuration des résidus de la mine #1.

Tableau 2.12 : Principaux résultats obtenus pour la désulfuration des résidus de la mine #1

	mine #1
Potentiel de DMA avant désulfuration	-101.9 kg de CaCO ₃ /tm
Potentiel de DMA après désulfuration	+15.5 kg de CaCO ₃ /tm
Teneur des résidus désulfurés	0 % S
Déchlammmage avant la flottation	oui
% poids du résidu désulfuré par rapport à l'alimentation	24,3 %
Possibilité de récupération des métaux précieux dans le concentré de sulfures	oui

2.5.5 Analyse des résultats obtenus sur les résidus de la mine #2

Encore une fois, la flottation s'avère la méthode de récupération des sulfures la plus efficace. Les principales observations de la phase minéralurgique sur les résidus de la mine #2 sont les suivantes :

- La flottation en solution cyanurée est possible à l'aide de collecteurs de type «sulfonate de pétrole». Cependant, les fines se retrouvent dans le concentré. Le rejet ne possèdent donc pas les caractéristiques voulues pour être utilisé comme composantes d'une barrière de recouvrement multicouche. Des travaux supplémentaires pourraient permettre de connaître davantage le potentiel de ce type de collecteurs.
- La méthode de flottation utilisée pour désulfurer les résidus de la mine #2 est la suivante : **filtration de la pulpe + repulpage avec eau non contaminée + ajout de Na_2S + pH 8,4 à 6,5 à 2,8 + collecteurs Aero-3477 et Aero-5100.**

Le Na_2S a principalement comme objectif de réactiver la surface des sulfures qui ont subi une forte oxydation de leur surface pendant le processus de cyanuration.

- Contrairement à la mine #1, les teneurs en cuivre et en or dans le concentré ne sont pas très élevées.
- Il est possible d'obtenir une bonne récupération des sulfures (teneur en souffre de 0,6 %) à partir de la granulométrie initiale de la pulpe. La récupération du souffre pourrait évidemment être augmentée en procédant à un léger déchlammpage.

On présente au tableau 2.13 un résumé des principaux résultats pour la désulfuration des résidus de la mine #2.

Tableau 2.13 : Principaux résultats obtenus pour la désulfuration des résidus de la mine #2

	mine #2
Potentiel de DMA avant désulfuration	-841,2 kg de CaCO ₃ /tm
Potentiel de DMA après désulfuration	-17,28 kg de CaCO ₃ /tm
Teneur des résidus désulfurés	0,6 % S
Déchlammmage avant la flottation	non
% poids du résidu désulfuré par rapport à l'alimentation	31,5 %
Possibilité de récupération des métaux précieux dans le concentré de sulfures	non

2.6 Potentiel de génération d'acide des résidus désulfurés

L'un des objectifs du projet est de produire un résidu non génératrice d'acide. On a donc procédé à des essais statiques sur les résidus avant et après désulfuration afin d'évaluer le potentiel de génération d'acide (PGA). En ce qui concerne la mine #1, le potentiel de génération d'acide est passé de -101,9 kg de CaCO₃/t à + 15,5 kg de CaCO₃/t. On peut voir au tableau 2.14 les résultats détaillés de l'essai statique réalisé sur les résidus désulfurés de la mine #1. Pour ce qui est du PGA des résidus avant flottation, les résultats ont été obtenus par l'équipe de *Cominco Engineering services Ltd.* dans le cadre d'un projet de recherche du NEDEM. Le rapport étant préliminaire, il nous est impossible de citer une référence exacte.

Tableau 2.14 : Potentiel de génération d'acide du rejet de flottation #9

*	Fe	S	Potentiel théorique de génération d'acide	Potentiel de neutralisation	Potentiel de génération d'acide (essai statique)
Flottation #9	1,08 %	< 0,001 %	< 0,03	15,5	non

* Certificat d'analyse : Technilab, projet 6722 (7 avril 1994)

Un essai de potentiel de génération d'acide (essai statique) a aussi été réalisé sur les résidus désulfurés de la mine #2 (flottation #17) ainsi que sur la pulpe initiale. On remarque au tableau 2.15 que le potentiel de génération d'acide est passé de -841,2 à -17,28 kg de CaCO₃/t. Étant donné que le résidu se situe dans la plage d'incertitude, soit de -20 à +20 kg de CaCO₃/t (SRK, 1991), il faudrait passer à des essais cinétiques pour affirmer si oui ou non le résidu désulfuré est génératrice de DMA. Il est cependant important de noter qu'un léger déchlammmage

aurait pu permettre d'améliorer la récupération des sulfures, et ainsi, diminuer le potentiel de génération d'acide.

Tableau 2.15 : Potentiel de génération d'acide du rejet de flottation #17 et des résidus avant désulfuration

*	Fe %	S %	Potentiel théorique de génération de DMA	Potentiel de neutralisation	Potentiel de génération d'acide (essai statique)
Avant désulfuration	16,959	27,5	841,2	N.D.	oui
Flottation #17	0,907	0,621	19,0	1,72	oui

* Certificat d'analyse : Technilab, projet 6773 (5 mai 1994)

3. Caractéristiques hydro-géotechniques des résidus étudiés

Il est essentiel de bien connaître les propriétés hydro-géotechniques des matériaux utilisés dans une barrière de recouvrement multicouche avant d'en effectuer le design. Les principales propriétés hydro-géotechniques à connaître sont la granulométrie, la minéralogie, la densité relative, les caractéristiques de rétention d'eau, ainsi que la conductivité hydraulique. Les propriétés hydro-géotechniques seront évaluées, dans le cadre de ce projet, sur deux fractions différentes de la granulométrie. Premièrement, sur la sousverse (U/F), qui est le matériau utilisé pour construire la couche grossière, ensuite sur la surverse (O/F), qui est le matériau constituant la couche fine. Les deux matériaux ont été désulfurés préalablement. À noter que les résultats détaillés des essais se retrouvent en annexes.

3.1 Analyses granulométriques

Comme il a été mentionné précédemment, deux granulométries différentes sont étudiées dans ce projet, soit une granulométrie grossière et une granulométrie fine qui représentent respectivement la sousverse et la surverse d'un cyclone. La séparation granulométrique est réalisée mécaniquement au laboratoire **de façon à obtenir des granulométries correspondant à celles obtenues à l'aide de cyclones semblables à ceux utilisés sur des parcs à résidus**. Volpe (1979) et Vick (1990) présentent des granulométries typiques de matériau avant et après cyclonage. La granulométrie des matériaux a été évaluée à l'aide de la méthode de la séimentométrie (ASTM D422). On retrouve aux figures 3.1 et 3.2, les courbes granulométriques des résidus désulfurés étudiés avec leurs sousverses et surverses respectives.

3.2 Analyses minéralogiques

Les analyses minéralogiques ont été réalisées à l'aide de deux méthodes, soit la diffraction au rayon X et les sections polies. Les essais de diffraction ont été réalisés au Département de génie minéral de l'École Polytechnique de Montréal, on peut expliquer ainsi le principe de l'essai de diffraction au rayon X. Chaque minéral possède un ou plusieurs plans qui provoquent une diffraction des rayons X. Si on place sur une lame de verre de la poudre finement broyée d'un échantillon, des milliers de cristaux seront dispersés aléatoirement. En plaçant cet échantillon dans le diffractomètre, et en faisant varier l'angle du rayon incident, pour chaque minéral prédominant, nous obtenons un pic sur l'enregistrement des intensités. La hauteur du pic est alors directement proportionnelle à l'intensité de la diffraction (Klein et Hurlbut, 1985). En

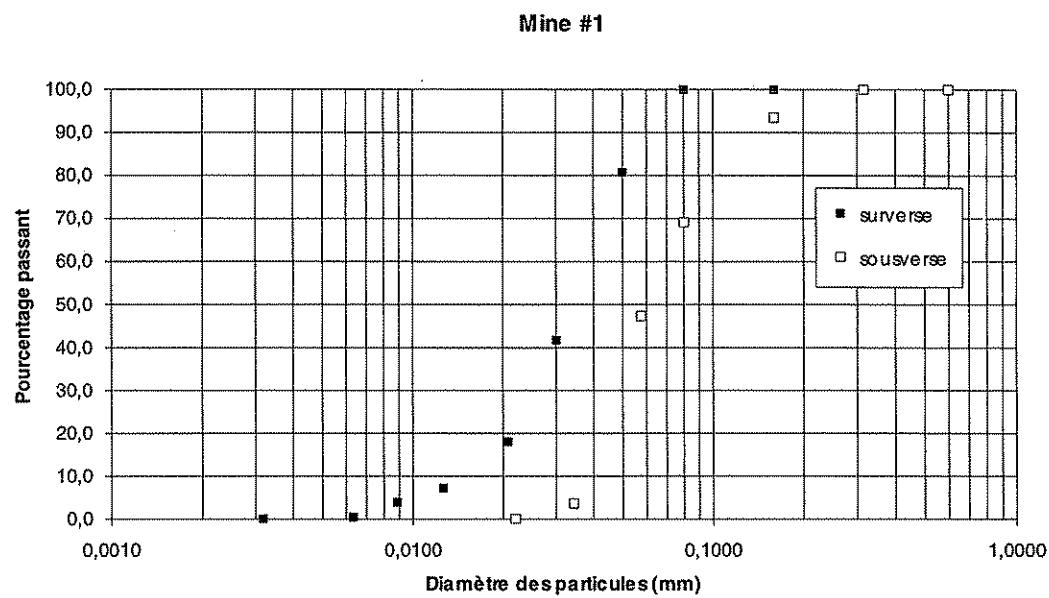


Figure 3.1 : Courbes granulométriques de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) des rejets désulfurés de la mine #1

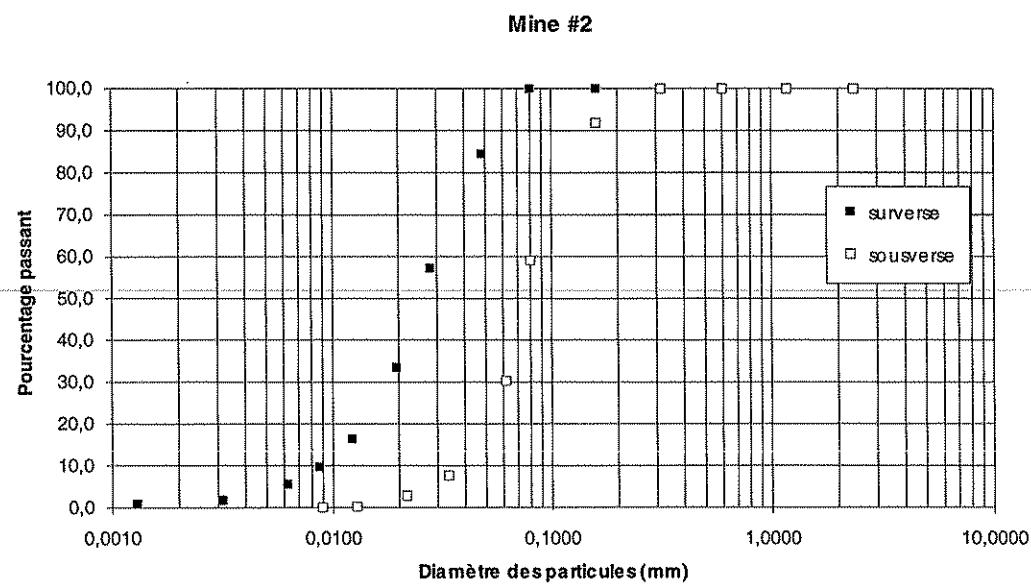


Figure 3.2 : Courbes granulométriques de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) des rejets désulfurés de la mine #2

connaissant la position des pics sur le spectre de diffraction pour la plupart des minéraux, on peut alors évaluer l'importance de chaque minéral dans un échantillon.

La méthodologie spécifique utilisée pour les analyses minéralogiques consiste au départ à broyer finement une petite quantité (5g) de l'échantillon à analyser pour ensuite la placer sur une lame de verre. Afin que les cristaux demeurent sur la lame, on ajoute un mélange de colle et d'acétone. On place ensuite la lame dans l'appareil et on procède à l'essai. L'angle d'incidence varie au cours de l'essai de 5° à 60°. Une fois le travail au diffractomètre terminé, il ne reste plus qu'à trouver à quel minéral appartient chaque pic et d'en évaluer l'importance sur l'ensemble de l'échantillon. L'essai de diffraction au rayon X permet de connaître les principaux minéraux d'un échantillon. On ne peut cependant qu'estimer l'importance d'un minéral lors de l'analyse des intensités enregistrées. Il faut donc rester critiques face aux chiffres qui donnent l'importance d'un minéral par rapport à l'ensemble de l'échantillon.

L'autre technique utilisée pour identifier les minéraux présents dans les rejets étudiés est la méthode des sections polies. La méthodologie de l'essai est la suivante. Un échantillon de 3 à 4 grammes est prélevé. De façon à obtenir un échantillon représentatif, les poudres ont d'abord été soigneusement mélangées par la technique des quatre coins. On a séparé en quart ce mélange, et, à partir d'un de ces quarts, on a prélevé en plusieurs endroits la quantité nécessaire. On place cette poudre dans un moule et on mélange l'époxyde façon à obtenir une pâte compacte. Les échantillons obtenus sont par la suite dégrossis et polis selon les techniques usuelles de préparation de sections polies. Lors de l'examen au microscope polarisant, une attention particulière a été portée à la reconnaissance des minéraux métalliques. Les sections furent examinées aux grossissements 5x, 10x, 20x et au besoin 50x.

La minéralogie, avant et après désulfuration, des deux sites est présentée au tableau 2.1. On remarque dans ce tableau que les résidus de la mine #1 contiennent environ 8 % de pyrite (Aubertin et Bussière, 1991) et que ceux de la mine #2 contiennent environ 55 % de pyrite. Une fois désulfurés, les deux sites n'ont pas suffisamment de pyrite pour que l'appareil (le diffractomètre) puisse la détecter. Il est également intéressant de noter qu'il n'a pas été possible de détecter la calcite et la dolomie dans les résidus désulfurés de la mine #1. On suppose que cela serait due à une consommation de ces minéraux par l'acide ajoutée lors du processus de flottation. L'examen des sections polies a également permis d'identifier des minéraux présents en trace pour les rejets de la mine #2, soit la bornite et la chalcopyrite.

Tableau 3.1 : Principaux résultats des analyses minéralogiques

site/minéraux	Calcite	Chlorite	Dolomie	Mica	Plagioclase	Pyrite	Quartz
Mine #1 avant désulfuration (1991)	4 %	15 %	2 %	31 %	2 %	8 %	38 %
Mine #1 après désulfuration (1994)	0 %	10 %	0 %	15 %	5 %	0 %	70 %
Mine #2 avant désulfuration (1994)	0 %	0 %	0 %	0 %	0 %	55 %	45 %
Mine #2 après désulfuration (1994)	0 %	5 %	0 %	5 %	0 %	0 %	90 %

3.3 Densité relative des grains solides

L'évaluation de la densité relative des grains solides a été réalisé en suivant la norme **BNQ 2501-070-M-86**. Les principaux résultats sont résumés au tableau 3.2. On remarque dans ce tableau que la valeur de la densité relative D_r est plus faible pour le matériau désulfuré que pour le matériau sulfureux, et ce pour les deux sites. La raison est que la densité de la pyrite est plus grande, ce qui entraîne une augmentation de la densité de l'ensemble du matériau lorsqu'elle est en quantité non négligeable.

Tableau 3.2 : Résultats des essais de détermination de la densité relative des grains solides D_r

	Mine #1 avant désulfuration	Mine #1 après désulfuration	Mine #2 avant désulfuration	Mine #2 après désulfuration
D_r	2,81	2,71	3,35	2,72

3.4 Conductivité hydraulique

Méthodologie

La conductivité hydraulique k des rejets utilisés pour la construction d'une barrière multicouche constitue une des propriétés les plus importantes puisqu'elle contrôle l'infiltration de l'eau. Afin de mesurer ce paramètre, des essais de perméabilité à charge constante ont été réalisés sur les différentes fractions étudiées (sousverse et surverse). La fiabilité de ce type d'essais sur les résidus miniers a été démontrée lors des travaux effectués par Bussière (1993).

Ce projet vise à évaluer la possibilité de placer une barrière multicouche de façon hydraulique. Les indices des vides d'intérêts (c'est-à-dire ceux que l'on risque de retrouver dans les différentes couches de la barrière) devraient donc ressembler à ceux que l'on retrouve dans les parcs qui utilisent une méthode de déposition hydraulique. Plusieurs auteurs ont évalué l'indice des vides *in situ* de rejets de concentrateur provenant de mines en roches dures, et ce, autant pour les rejets grossiers (*sands*) que pour les rejets fins (*slimes*) (Pettibone et Kealy, 1971; Mittal et Morgenstern, 1975; Mabes et al., 1977; Volpe, 1979; Blight et Steffen, 1979). On considère en moyenne que l'indice des vides de la fraction grossière (la sousverse) se situe entre 0,6 et 0,9. Quant à la fraction fine, on estime habituellement que son indice des vides se situe entre 0,8 et 1,2. Ce sont donc ces indices des vides qui sont visés lors des essais de perméabilité ainsi que lors des essais de succion.

Le but des essais de perméabilité est de voir à quelle vitesse l'eau s'écoule dans le matériau meuble lorsque celui-ci est saturé. L'essai à charge constante consiste à maintenir constant le gradient hydraulique et à mesurer le débit qui s'écoule. Il est ensuite facile de déterminer la conductivité hydraulique du sol (Bowles, 1984).

Les essais de perméabilité ont été réalisés en laboratoire d'hydrogéologie et d'environnement minier de l'École Polytechnique de Montréal. La dimension des perméamètres utilisés est de 8 cm de diamètre intérieur et de 15 cm de hauteur. Les perméamètres sont en plexiglas, ce qui permet de voir s'il y a érosion lors de l'écoulement. La méthodologie suivie, pour la mise en place de l'échantillon dans le perméamètre, peut être décrite comme suit. On prépare 1 kg de matériau à une teneur en eau d'environ 10 % (soit proche de la teneur en eau optimale obtenue lors des essais Proctor). On place ensuite le matériau dans le perméamètre, et ce, en plusieurs couches (environ 10). Chaque couche est compactée à l'aide d'une masse de 850 g.

Une fois la mise en place terminée, on procède à la saturation de l'échantillon. La saturation se fait sous une pression négative (environ -75 kPa) avec de l'eau désaérée. Lorsque l'échantillon est saturé, on place celui-ci sous un gradient hydraulique constant d'environ 2 pendant 24 heures. On procède par la suite aux essais de perméabilité.

Résultats expérimentaux

Les principaux résultats sont présentés au tableau 3.3. Dans ce tableau, on compare les résultats obtenus avec ceux prédis par les équations de Kozeny-Carman (modifiée par Chapuis et Montour, 1991), de Pavchich et de Pavchich modifié (Aubertin et al., 1994). Pour Kozeny-Carman, l'équation s'écrit comme suit :

$$k = \frac{c_1 g}{\mu_w \rho_w D_r^2} \frac{1}{S^2} \frac{e^3}{(1+e)} \quad (\text{en m/s}) \quad (11)$$

Avec c_1 qui représente un facteur pour tenir compte de la forme des grains et de la tortuosité, μ_w la viscosité de l'eau (Pa · s), ρ_w la masse volumique de l'eau (kg/m³), g l'accélération gravitationnelle (m/s²), S la surface spécifique (m²/kg) qui peut être estimée à partir de la courbe granulométrique (Chapuis et Légaré, 1992), l'indice des vides, le D_r et la densité relative.

Une autre formulation qui permet d'évaluer k peut être trouvé dans Goldin and Rasskazov (1992). En effet, Pavchich propose l'équation suivante :

$$k = \frac{c_2 g}{\mu_d \times 10^3} (C_U)^{1/6} (D_{17})^2 \frac{n^3}{(1-n)^2} \quad (\text{en m/s}) \quad (12)$$

où c_2 est un facteur de forme qui varie de 1,6 (pour le gravier grossier) à 4 (pour les sables), μ_d la viscosité dynamique de l'eau (m²/s), D_{17} la grosseur de particules pour lequel 17 % de la masse passe le tamis (m), C_U le coefficient d'uniformité et n la porosité.

Une modification de l'équation de Pavchich a été proposée par Aubertin et al. (1994) à partir de plusieurs essais de perméabilité réalisés sur des résidus miniers homogénéisés ayant un indice des vides entre 0,5 et 1. La nouvelle formule utilise une loi de puissance pour représenter

l'influence de l'indice des vides sur la conductivité hydraulique plutôt que la fonction $n^3/(1-n^2)$. La formule s'écrit ainsi :

$$k = \frac{c_2 g}{\mu_d \times 10^3} (C_U)^{1/2} (D_{17})^2 \cdot (e)^b \quad (\text{en m/s}) \quad (13)$$

avec $b = 4,18$ et $c_2 = 3,6$.

Tableau 3.3 : Principaux résultats des essais de perméabilité

Échantillon	Indice des vides	k mesuré (cm/s)	k estimé par Pavchich (cm/s)	k estimé par Pavchich modifié (cm/s)	k estimé par Kozeny-Carman (cm/s)
Mine #1 surverse	0,85	$3,15 \times 10^{-4}$	$7,16 \times 10^{-4}$	$9,86 \times 10^{-4}$	$1,31 \times 10^{-3}$
Mine #1 sousverse	0,87	$1,70 \times 10^{-3}$	$3,22 \times 10^{-3}$	$4,60 \times 10^{-3}$	$6,51 \times 10^{-3}$
Mine #1 sousverse	1,21	$3,10 \times 10^{-3}$	$7,37 \times 10^{-3}$	$1,84 \times 10^{-2}$	$1,49 \times 10^{-2}$
Mine #2 surverse	1,04	$2,81 \times 10^{-4}$	$3,01 \times 10^{-4}$	$4,39 \times 10^{-4}$	$4,46 \times 10^{-4}$
Mine #2 sousverse	0,88	$1,62 \times 10^{-3}$	$5,45 \times 10^{-3}$	$1,05 \times 10^{-2}$	$1,14 \times 10^{-2}$

On remarque au tableau 3.3 que la conductivité hydraulique k peut être généralement prédite à l'aide de ces équations avec une précision à l'intérieur d'un ordre de grandeur.

Quant aux valeurs de k obtenues pour la couche fine (surverse O/F $\approx 10^{-4}$ cm/s), elles peuvent sembler grandes par rapport à l'argile ou au till qui sont habituellement considérés comme matériaux de construction pour les barrières de recouvrement. On peut penser que cette valeur élevée de k pourrait permettre le passage d'une trop grande quantité d'eau pour empêcher la production de DMA. Cependant, comme il a été mentionné par plusieurs auteurs, l'objectif de la barrière multicouche est de diminuer la diffusion de l'oxygène au point où la production de DMA devient négligeable, et non pas d'imperméabiliser le site. Une bonne connaissance de la valeur de k et de son évolution par rapport à certaines conditions demeurent néanmoins nécessaires.

3.5 Caractéristiques de succion

Méthodologie

Comme il a été mentionné en introduction, l'efficacité d'une barrière de recouvrement multicouche dépend de sa capacité à empêcher la diffusion de l'oxygène. Puisque l'on sait que le coefficient de diffusion de l'oxygène D_e est relié directement à la teneur en eau volumétrique du milieu, il est alors nécessaire d'établir avec précision la relation entre la teneur en eau volumétrique et la succion. Ces courbes permettront de connaître par la suite le comportement en terme de drainage des différentes couches de matériaux.

Les essais visant à évaluer les caractéristiques de succion des matériaux étudiés ont été réalisés au laboratoire d'hydrogéologie et d'environnement minier de l'École Polytechnique de Montréal. L'appareil utilisé pour connaître les caractéristiques de succion des différents matériaux utilisés est celui développé par l'Université de la Saskatchewan, soit la "Tempe Cell". Le principe de fonctionnement de l'essai consiste à placer un échantillon sur une plaque de céramique (1 bar ou 5 bars) et à exercer une pression ambiante spécifique. Après que l'équilibre est atteint, on pèse l'appareil. On passe par la suite à un autre palier de pression. On peut ainsi connaître le profil de succion pour l'échantillon étudié. Des informations supplémentaires sur cette technique sont disponibles dans Swanson et Barbour (1991) et dans GEOSLOPE international (1992). La méthodologie suivie est celle prescrite dans la norme ASTM D-3152.

Résultats expérimentaux

Les principaux résultats obtenus lors des essais de succion sont présentés aux figures 3.3 et 3.4. On remarque que, pour la surverse (0/F) de la mine #1, le AEV (*Air Entry Value*) qui représente la succion qu'il faut exercer pour débuter le drainage de la plus grosse pore, se situe à environ 2 m d'eau, tandis que le AEV de la sousverse (U/F) est environ à 0,5 m d'eau. Quant à la teneur en eau résiduelle, pour des pressions de près de 10 m d'eau, on l'évalue à 0,06 pour la surverse et à 0,04 pour la sousverse. Cependant, il est important de noter que si la pression est augmentée à une valeur très grande, la teneur en eau résiduelle serait, et ce, autant pour la sousverse que la surverse des deux mines étudiées, à peu près égale à zéro. Les indices des vides des essais réalisés étaient de 0,83 pour la sousverse et de 0,9 pour la surverse.

En ce qui concerne la mine #2, le AEV mesuré pour la surverse est d'environ 1,8 m d'eau, et celui de la sousverse d'environ 0,5 m d'eau. La teneur en eau résiduelle, toujours pour des

pressions de près de 10 m d'eau, est de 0,05 pour la sousverse et la surverse. Les indices des vides étudiés sont de 0,9 pour la surverse et de 0,83 pour la sousverse.

Les résultats obtenus dans cette étude, en ce qui concerne les caractéristiques de succion, correspondent assez bien avec d'autres travaux similaires réalisés sur des résidus miniers (Ricard, 1994).

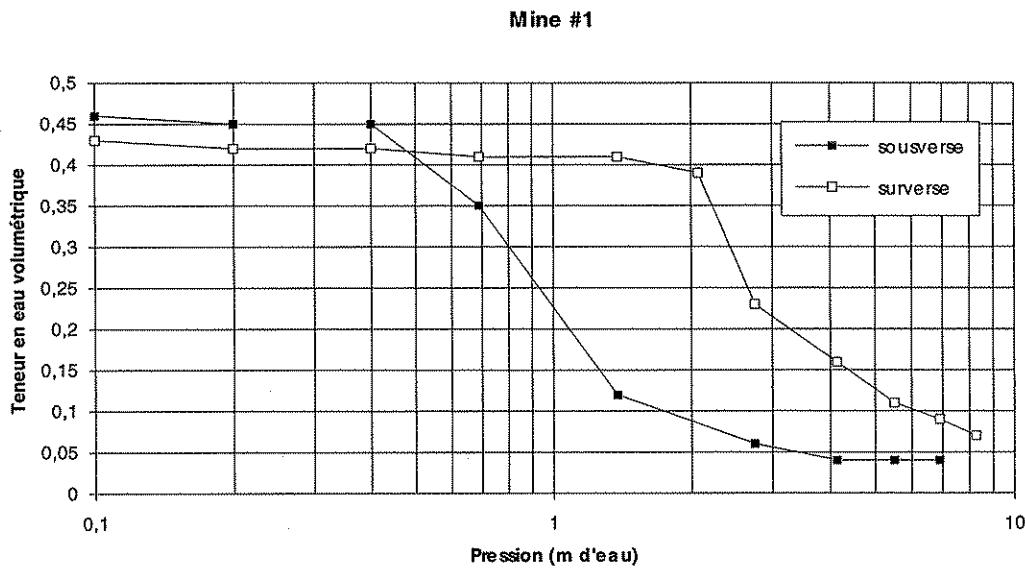


Figure 3.3 : Courbes caractéristiques de succion de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) de résidus désulfurés de la mine #1

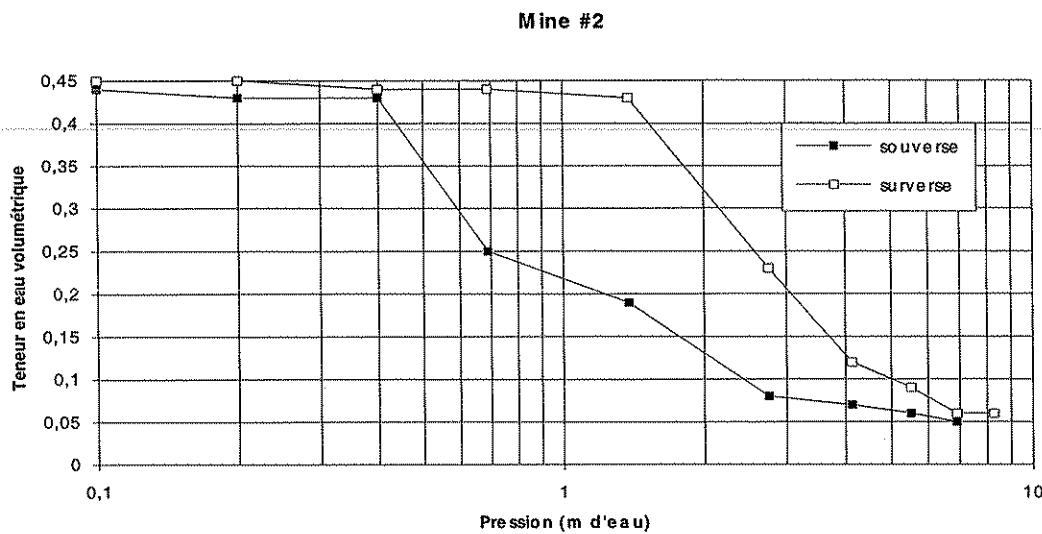


Figure 3.4 : Courbes caractéristiques de succion de la sousverse (U/F) et de la surverse (O/F) de résidus désulfurés de la mine #2

4. Modélisation des performances des barrières

À partir des caractéristiques hydro-géotechniques des résidus désulfurés obtenues au laboratoire, on peut évaluer, à l'aide de modélisations numériques, l'efficacité que pourrait avoir une barrière de recouvrement multicouche construite à partir de ces matériaux. Des résultats obtenus précédemment par d'autres auteurs (Yanful et Aubé, 1993; Akindunni et al., 1991) ont montré que la simulation numérique offre une bonne approximation de la réalité.

4.1 Logiciel utilisé

Le logiciel utilisé dans le cadre de cette étude est SEEP/W (GEOSLOPE International, 1992). Les principales caractéristiques du logiciel sont présentées au tableau 4.1.

Tableau 4.1 : Résumé de certaines caractéristiques de SEEP/W (tiré de Crespo, 1994)

Éléments	Quadrilatère 8 noeuds (sommets et milieux des côtés) pour le maillage utilisé dans ce projet
Fonction d'interpolation de Bathe pour la charge h	Équation quadratique quand on utilise des noeuds secondaires, sinon, équation linéaire.
Équation des éléments finis	Méthode de Galerkin
Intégration numérique	Méthode d'intégration numérique de Gauss
Résolution des équations	Technique d'élimination gaussienne avec substitutions répétées dans les itérations (pour le régime transitoire)
Convergence	1) Norme euclidienne des vecteurs pression d'eau 2) $DK \rightarrow$ changement accepté sur K entre deux itérations

Ce logiciel prédit les teneurs en eau, les pressions à l'intérieur des matériaux ainsi que des flux à travers des sections, pour différentes conditions et caractéristiques de base du milieu d'écoulement. Pour prédire ces paramètres, certaines étapes doivent être réalisées initialement, soit :

- 1- définition du modèle (géométrie, conditions frontières);
- 2- discréétisation (maillage);
- 3- caractéristiques du milieu (k , Q , courbes de succion et de perméabilité, etc.);
- 4- paramètres de contrôle du schéma numérique d'intégration.

4.2 Modélisations réalisées

Afin de vérifier l'efficacité d'une barrière multicouche construite à partir des résidus désulfurés étudiés, des colonnes de 0,25 m de diamètre ont été simulées. Des simulations semblables ont déjà été réalisées par Yanful et Aubé (1993). Les résultats obtenus par ces auteurs ont démontrés que la modélisation correspondait assez bien avec ce qui a été mesuré au laboratoire lors d'essais en colonne.

On présente à la figure 4.1 le maillage utilisé pour discréteriser le modèle. Le maillage a été construit avec des éléments quadrilatères quadratiques incomplets de haute précision (type Lagrange 8 noeuds) d'une hauteur de 0,05 m.

Les épaisseurs des différentes couches choisies pour la modélisation sont les suivantes. Pour la couche grossière du bas, l'épaisseur choisie est de 1 m. La raison de ce choix est que l'on considère habituellement que l'épaisseur de cette couche doit être deux fois la valeur du AEV du matériau grossier (dans les deux cas étudiés, $AEV \approx 0,5$ m). Ceci a pour but d'avoir un degré de saturation de la couche grossière le plus bas possible pour éliminer les problèmes de migration des contaminants jusqu'à la couche fine. En ce qui concerne l'épaisseur de la couche fine, elle a été choisie à 0,6 m. Ce choix vient des modélisations de Aachib et al. (1993) qui a démontré qu'il n'y a pas d'intérêt marqué à avoir une épaisseur de la couche fine supérieure à 0,5 m si celle-ci peut se maintenir à un degré de saturation supérieur à 90 %. Dans le cadre de ce projet, il a été jugé sage d'ajouter 10 cm étant donné que 0,5 m est une condition minimale. Enfin, l'épaisseur de la couche grossière du haut a été fixée à 0,4 m pour l'ensemble des modélisations. Cette épaisseur entre dans la plage proposée par Aubertin et Chapuis (1991).

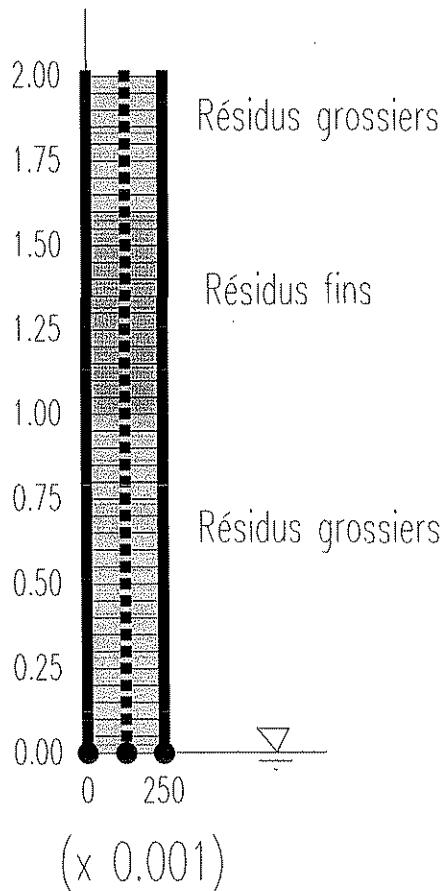


Figure 4.1 : Maillage utilisé pour les simulations d'essais en colonnes à l'aide de SEEP/W (unités : mètres)

4.3 Fonctions utilisées dans le modèle

Comme il a été dit précédemment, certaines fonctions doivent être décrites afin de prédire le comportement du modèle. Tout d'abord, il faut entrer les courbes de succion (teneur en eau versus pression). Dans les cas étudiés dans ce projet, les courbes de succion entrées dans les modèles sont celles présentées aux figures 3.3 et 3.4.

En ce qui concerne les courbes de conductivité hydraulique k (conductivité hydraulique versus pression), elles ont été évaluées à partir de la fonction de Mualem (1976). Cette technique utilise la courbe de succion (teneur en eau volumétrique versus pression) pour déduire la courbe de conductivité hydraulique versus la pression. Le programme RETC développé par Van Genuchten et al. (1991) à partir de la méthode de Mualem a été utilisé pour évaluer l'évolution de k en fonction de la pression. Il existe d'autres méthodes que celle de Mualem pour évaluer

l'évolution de k en fonction de la pression, comme par exemple la fonction de Brooks et Corey (1966). Cependant, des études récentes semblent démontrées que la fonction de Mualem donne de meilleurs résultats, surtout lorsque la succion est élevée (Crespo, 1994; Mualem, 1986).

Les courbes de conductivité hydraulique versus pression pour les matériaux désulfurés étudiés sont présentées aux figures 4.2 et 4.3.

Une autre fonction a également été incorporée au modèle, soit une fonction charge H vs temps T . Cette dernière a pour but de simuler une saturation au départ (nappe phréatique au niveau du dessus de la colonne) pour ensuite descendre linéairement dans le temps la nappe phréatique jusqu'au bas de la colonne. Cette décroissance s'effectue en 3600 secondes (1 heure). Des conditions de drainage libre sont présentes au bas de la colonne. Le but de cette fonction est de favoriser la convergence du schéma numérique en évitant les changements brusques des conditions aux frontières du modèle.

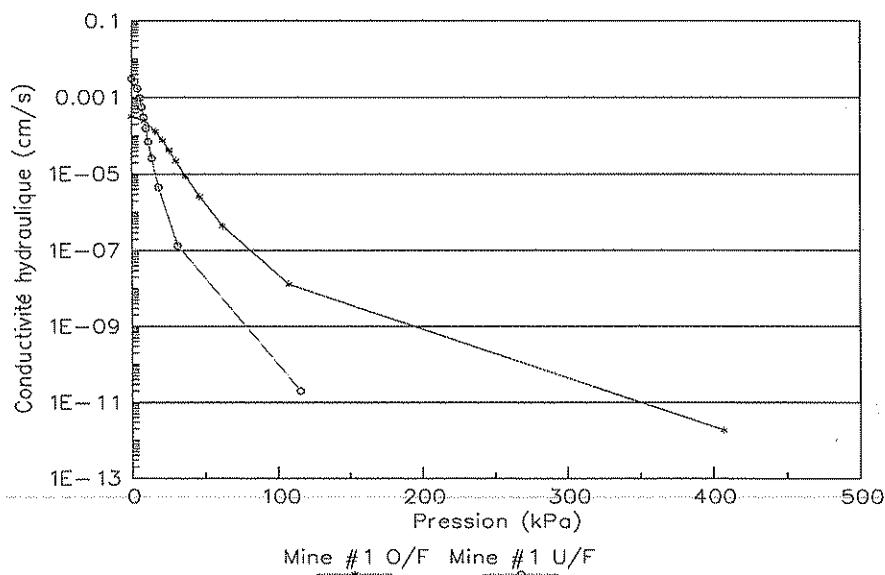


Figure 4.2 : Courbes de conductivité hydraulique versus pression pour les résidus grossiers (U/F) et fins (O/F) de la mine #1.

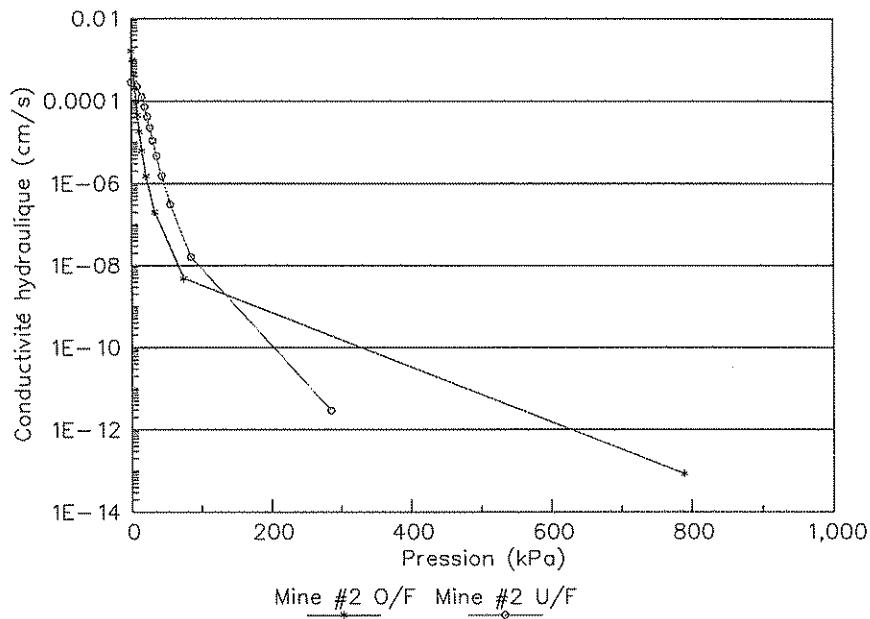


Figure 4.3 : Courbes de conductivité hydraulique versus pression pour les résidus grossiers (U/F) et fins (O/F) de la mine #2.

Aucune autre fonction frontière n'a été incorporée aux modèles (évaporation ou précipitation par exemple). Ceci permet, selon Akindunni (1991), d'avoir des conditions extrêmes qui permettent de statuer sur l'efficacité ou non du système.

La période de temps étudiée est de 0 à 56 jours. Une période de 56 jours correspondant à une sécheresse extrême pour l'Abitibi-Témiscamingue. Au départ, l'utilisation de petits incrément de temps (≈ 50 incrément pour les 2 premiers jours) a permis d'obtenir la convergence désirée, soit une tolérance de 0,01 %. Il a été possible par la suite d'augmenter les incrément, tout en maintenant une stabilité numérique satisfaisante, puisque des conditions pratiquement à l'équilibre sont atteintes après quelques jours seulement.

4.4 Résultats obtenus et analyse des résultats

Les résultats obtenus pour la première modélisation de la mine #1 sont résumés aux figures 4.4 et 4.5. On remarque à la figure 4.4 que la couche fine se maintient à un degré de saturation supérieur à 90 %, et ce malgré une période de sécheresse de 56 jours. On peut donc présumer, à partir des modélisations, que le résidu désulfuré fin de la mine #1, utilisé comme composante de la couche fine de la barrière multicouche, est adéquat pour limiter la diffusion de l'oxygène jusqu'aux résidus générateurs de DMA.

Il est bon ici de faire remarquer au lecteur que les courbes, pour les périodes de temps 15, 28 et 56 jours (voir figures 4.4 à 4.7), sont difficiles à distinguer en raison des résultats pratiquement identiques. Il est également bon de noter que le terme pression signifie pression totale et non pas charge hydraulique.

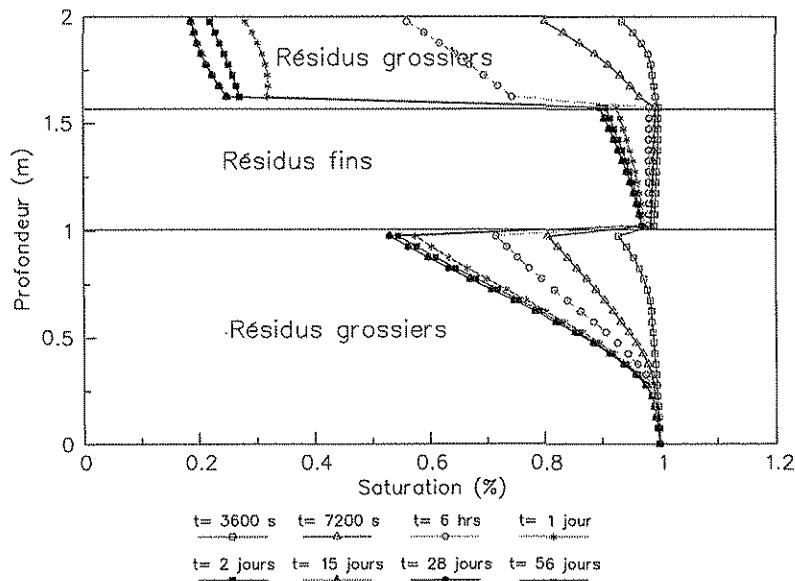


Figure 4.4 : Résultats des simulations pour les résidus de la mine #1 présentés sous la forme de profondeur versus saturation pour différentes périodes de sécheresse .

On peut constater sur la figure 4.4 que le degré de saturation des résidus grossiers du bas est supérieur à 50 %, et ce, même après 56 jours sans alimentation. Idéalement, il faudrait que le degré de saturation diminue à une valeur plus basse (≈ 10 à 20 %) afin d'éliminer toute possibilité d'échange entre le milieu contaminé et la couche fine. La raison pour laquelle le degré de saturation demeure élevé est que le matériel grossier a des capacités de rétention d'eau légèrement trop grandes. Il serait donc avantageux d'avoir un matériel encore plus grossier pour cette couche afin d'obtenir un bris capillaire supérieur. Cependant, il ne faut pas oublier que, dans le cadre de ce projet de recherche, **le choix des granulométries a été fait arbitrairement** (voir section 3.1). Aucune tentative n'a été faite afin d'optimiser le choix des granulométries.

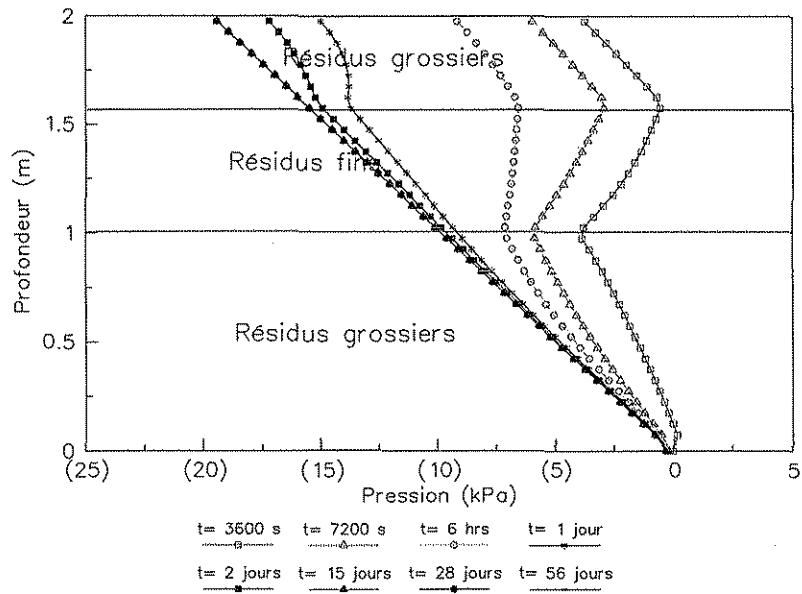


Figure 4.5 : Résultats des simulations pour les résidus de la mine #1 présentés sous la forme de profondeur versus pression pour différentes périodes de sécheresse

Un autre phénomène intéressant peut être observé à la figure 4.5. En effet, on remarque que des conditions d'équilibre (équilibre statique) s'établissent à environ 15 jours. C'est-à-dire qu'à partir de 15 jours, le temps n'a plus beaucoup d'influence sur les pressions exercées dans les différentes couches. Ce phénomène a également été observé par Akindunni et al. (1991), mais à un degré moindre.

En ce qui concerne la mine #2, les résultats obtenus sont présentés aux figures 4.6 et 4.7. Les caractéristiques hydro-géotechniques des matériaux de la mine #2 étant semblables à ceux de la mine #1, les résultats obtenus dans les simulations sont sensiblement les mêmes que pour la mine #1.

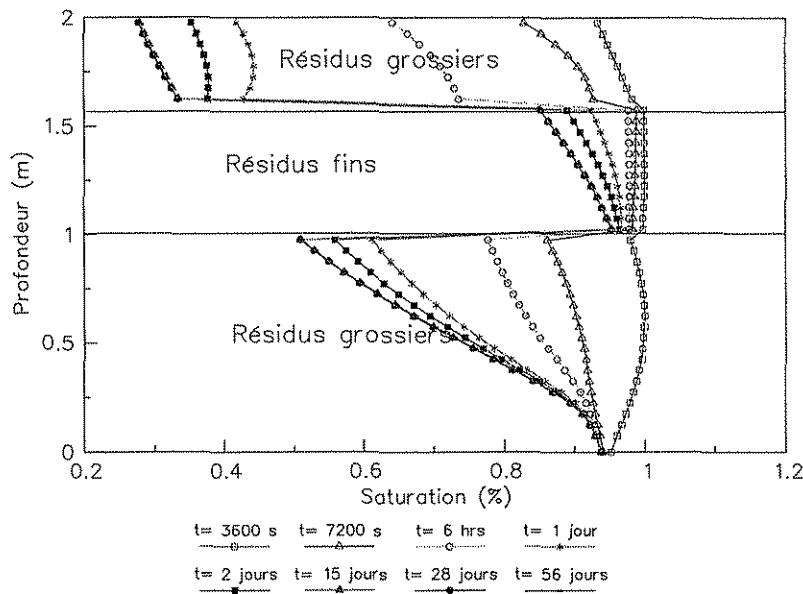


Figure 4.6 : Résultats des simulations pour les résidus de la mine #2 présentés sous la forme de profondeur versus saturation pour différentes périodes de sécheresse

Cependant, on peut observer à la figure 4.6 que le degré de saturation de la partie supérieure de la couche fine descend à environ 85 % pour une période de sécheresse supérieure à 15 jours. Cette valeur est quelque peu inférieure à celle obtenue pour la mine #1. On peut également remarquer que, tout comme pour la mine #1, le degré de saturation de la couche grossière du bas se situe à environ 50 %. Il serait préférable d'augmenter le contraste granulométrique entre la couche fine et la couche grossière du bas afin de diminuer le degré de saturation de la couche grossière et par le fait même augmenter celui de la couche fine.

Enfin, comme on peut le constater à la figure 4.10, des conditions d'équilibre (équilibre statique) sont atteintes au environ de 15 jours, soit un comportement à peu près identique à ce qui avait été observé pour la mine #1.

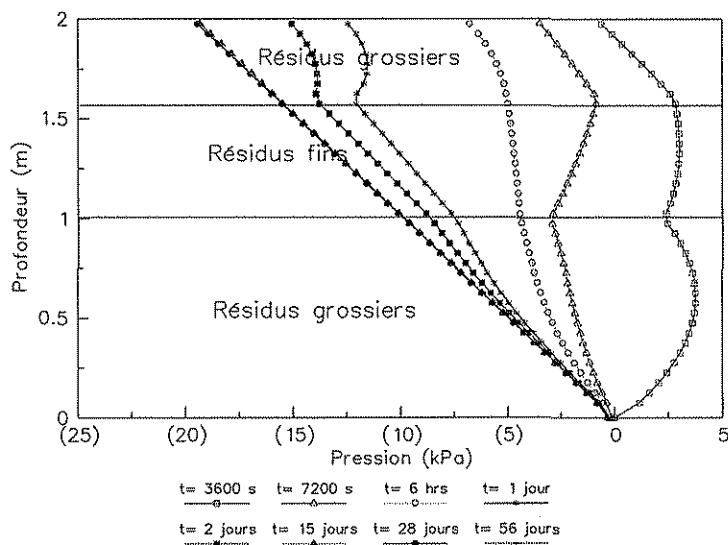


Figure 4.7 : Résultats des simulations pour les résidus de la mine #2 présentés sous la forme de profondeur versus pression pour différentes périodes de sécheresse

Les principales conclusions que l'on peut tirer des modélisations sont les suivantes. Tout d'abord, la fraction fines (O/F d'un cyclone) des résidus désulfurés étudiés possède, selon les modélisations numériques, toutes les caractéristiques requises pour être utilisées comme couche fine d'une barrière de recouvrement multicouche. Les modélisations ont également démontré qu'il serait préférable d'augmenter le contraste entre la couche fine et la couche grossière du bas afin d'éliminer toute possibilité d'échange de contaminants entre le milieu contaminé et la barrière de recouvrement. Il a également pu être constaté que des conditions d'équilibre s'établissent rapidement (entre 2 et 15 jours). Il est important de noter que ces conclusions sont valables pour des modélisations utilisant les mêmes paramètres de base et que dans le cadre de cette étude, aucune analyse de sensibilité sur ces paramètres n'a été réalisée.

5. Évaluation économique de la méthode proposée

5.1 Généralités

L'objectif de cette partie du projet consiste à évaluer les coûts de restauration en utilisant une barrière de recouvrement multicouche constituée de résidus frais désulfurés, pour les sites étudiés. Dans un premier temps, une consultation auprès des responsables de l'environnement de la mine #1 et de la mine #2 a été réalisée. Cette consultation a permis de mieux connaître les particularités de chacun des sites et de fixer les bases de l'étude économique. Cette étude doit être considérée **comme une étude de préfaisabilité**. Dans l'éventualité où la technique de restauration proposée serait envisagée pour restaurer un, ou les deux sites, une étude beaucoup plus détaillée devrait être entreprise.

5.2 Paramètres du modèle économique utilisés pour la mine #1

Pour le cas de la mine #1, le scénario à l'étude consiste à recouvrir d'une barrière de recouvrement multicouche, construite à partir de résidus désulfurés, l'ancien parc à résidus miniers. Le scénario prévoit la construction d'une barrière multicouche constituée de trois couches (tel qu'il est proposé souvent dans la littérature) et non pas de cinq tel que préconisé par Aubertin et Chapuis (1991). Dans l'éventualité où le lecteur serait intéressé à connaître le coût pour une barrière multicouche de cinq couches, une augmentation des coûts de l'ordre de 2 à 3 \$/m² serait de mise. Ce scénario évalue également la possibilité de récupérer des valeurs commerciales dans le concentré de sulfures. Le parc à résidus à recouvrir a une superficie de 80 hectares (800 000 m²).

Les principales variables et constantes du modèle économique de la mine #1 sont présentés et numérotés au tableau 5.1. On présente, dans ce qui suit, une description plus détaillée de ces constantes et variables ainsi que leur plage de variations. Les références quant à l'origine des ces valeurs sont également fournies.

Données générales

- 1) Superficie du parc à résidus miniers, obtenue à partir du plan de surface des installations.
- 2) Superficie des digues à restaurer. Estimation fournie par un consultant de la mine #1.
- 3) Somme de (1) et (2).

- 4) Production totale à l'usine. Donnée fournie par la mine #1.

Paramètres minéralurgiques

- 5) Fraction de la quantité initiale à éliminer à l'aide du déchlammeage permettant une meilleur récupération des sulfures. Valeur estimée à partir des essais minéralurgiques (flottation #9 et flottation #11) réalisés dans le cadre de cette étude.
- 6) Fraction de la quantité initial qui reste après le déchlammeage et qui sera désulfurée. 100 % - (5)
- 7) Fraction de la quantité déchlammée qui formera le concentré de sulfures. Valeur estimée à partir des essais minéralurgiques réalisés dans le cadre de cette étude.
- 8) Fraction de la quantité initiale qui sera du concentré de sulfures (7) * (6).
- 9) Fraction de la quantité initiale qui est considérée comme sulfureuse (5) + (8).
- 10) Fraction qui est considérée comme non génératrice de DMA et qui pourrait être utilisée comme matériau de construction d'une barrière multicouche 100 % - (9).

Caractéristiques de la barrière

- 11) Masse volumique de la barrière après sa mise en place. Valeur moyenne tirée de Vick (1991).
- 12) Plage d'épaisseur (0,2 à 0,4 m) envisagée pour la couche grossière supérieure de la barrière multicouche.
- 13) Plage d'épaisseur (0,4 à 0,6 m) envisagée pour la couche fine de la barrière multicouche.
- 14) Plage d'épaisseur (0,5 à 0,8 m) envisagée pour la couche grossière inférieure de la barrière multicouche.

Demande et disponibilité

- 15) Quantité de résidus désulfurés disponible pour construire la barrière multicouche. Calculée à partir de (4) * (10).
- 16) Quantité de résidus désulfurés nécessaire pour recouvrir le parc à résidus avec une barrière de recouvrement multicouche (3) * [(13) + (14) + (15)] * (12).
- 17) Quantité totale de résidus nécessaire à la production de la quantité minimale de résidus désulfurés utilisés pour construire une barrière multicouche (17) / (10).
- 18) Quantité de sulfures produite pour avoir une quantité suffisante de matériaux désulfurés pour construire une barrière de recouvrement multicouche (18) * (8).

Variables de la simulation économique

- 19) Teneur en or du concentré de sulfures. La plage de variations utilisée pour les simulations est de 0 à 4 gr/t. Ces valeurs sont tirées des essais minéralurgiques réalisés dans le cadre de ce projet.
- 20) Récupération d'or sur le concentré de sulfures. La plage de variations utilisée pour les simulations est de 0 à 75 %. La limite supérieure a été fixée sur la base de l'expérience de notre équipe. Cependant, la récupération devrait être investiguée plus à fond.
- 21) Quantité d'or récupéré par tonne de concentré de sulfures (19) * (20).
- 22) Quantité totale d'or récupérée au cours de la réalisation de la barrière (21) * (18).
- 23) Prix moyen de l'or au cours des derniers mois en dollar canadien.
- 24) Coûts en capital estimés pour les installations de cyclonage (déchlamme) pour un débit de 150 tm/h. Ces coûts comprennent : les cyclones neufs ou usagés, les pompes et l'installation, le branchement et le bâtiment. Les valeurs sont estimées à partir du Guide ICM (Mular, 1982), du M & S Index et de communications personnelles auprès des représentants de la mine #1. La plage de valeurs utilisée sont les suivantes :
- cyclones : 40 000 \$ - 70 000 \$;
 - pompes : 30 000 \$ - 50 000 \$;
 - installation, branchement et bâtiment : 30 000 \$ - 80 000 \$.
- 25) Coûts d'opération pour les installations de déchlamme relevées dans la littérature (e.g. Vick, 1991). La plage de valeurs utilisée pour les simulations est de 0,10 à 0,20 \$/tm.
- 26) Coûts en capital estimés à partir de la littérature pour les infrastructures servant à la désulfuration des résidus. Ces coûts comprennent : la filtration, la flottation, et l'installation, le branchement et le bâtiment. Les valeurs sont estimées à partir du Guide ICM (Mular, 1982), du M & S Index et de communications personnelles auprès des représentants de la mine #1. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
- filtration 2800 tm/j avec 5 filtres à tambour et 1 stade de filtration : 750 000 \$ - 1 100 000 \$;
 - flottation
- | | |
|-------------------------------------------------|------------------------------|
| 5 cellules (28 m ³), moteur 75 HP : | 200 000 \$ - 280 000 \$; |
| pompes : | 100 000 \$ - 150 000 \$; |
| cyclones : | 50 000 \$ - 70 000 \$; |
| - installation, branchement et bâtiment : | 1 700 000 \$ - 3 000 000 \$; |
| - total : | 2 800 000 \$ - 4 600 000 \$. |

- 27) Coûts d'opération pour la désulfuration des résidus estimés à partir des résultats obtenus lors de la partie minéralurgique de ce projet et de communications personnelles auprès de représentants de la mine #1. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
- filtration (\$/tm) : 0,50 - 0,80;
 - réactifs (\$/tm) : 0,70 - 1,40;
 - personnel (\$/tm) : 0,40 - 0,60;
 - opération et maintenance (\$/tm) : 0,40 - 0,60;
 - total (\$/tm) : 2,00 - 3,40;
- 28) Coûts de la mise en place de la barrière de recouvrement multicouche. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
- chargement et épandage pour la construction d'une barrière multicouche sur les digues (coûts pour une mise en place mécanique tirés de Marcotte (1994)) : 300 000 \$ - 500 000 \$;
 - mise en place hydraulique : 0 \$ - 0\$;
 - main d'oeuvre et supervision : 200 000 \$ - 400 000 \$;
 - autres ouvrages : 300 000 \$ - 700 000 \$;
 - total : 800 000 \$ - 1 600 000 \$;
 - total à l'hectare : 10 000 \$ - 20 000 \$/hect.
- 29) Coûts en capital afin d'extraire l'or du concentré de sulfures. Le tonnage par jour a été fixé à 400 tm/j et la rétention du concentré de sulfures pour la cyanuration à 72 heures. Les valeurs sont estimées à partir du Guide ICM (Mular, 1982), du M & S Index et de communications personnelles auprès des représentant de la mine #1. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
- broyeur : 400 000 \$ - 700 000 \$;
 - cyanuration (5 cuves de 8m x 8m) : 500 000 \$ - 800 000 \$;
 - installation, branchement et bâtiment : 1 900 000 \$ - 2 700 000 \$;
 - total : 2 800 000 \$ - 4 200 000 \$;
- 30) Coûts d'opération pour extraire l'or du concentré de sulfures. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
- réactifs (\$/tm) : 3,00 - 4,00;
 - personnel (\$/tm) : 1,00 - 2,50;
 - opération et maintenance (\$/tm) : 1,00 - 2,50;
 - total (\$/tm) : 5,00 - 9,00;

Tableau 5.1 : Constantes et variables utilisées dans le modèle économique pour la mine #1

Données générales			
1	Superficie du parc	640000	m ²
2	Superficie des digues	160000	m ²
3	Superficie totale	800000	m ²
4	Production totale	1200000	tm de minerai/an
Paramètres minéralurgiques			
5	Fraction déchlamée	20 %	du tonnage de minerai initial
6	Fraction flottée	80 %	du tonnage de minerai initial
7	Concentré de flottation	15 %	du tonnage flotté
8	Concentré de flottation	12 %	du tonnage de minerai initial
9	Fraction sulfureuse totale	32 %	du tonnage de minerai initial
10	Fraction neutre totale	68 %	du tonnage de minerai initial
Caractéristiques de la barrière			
11	Densité relative fraction neutre	1,5	tm/m ³
12	Épaisseur G2	0,2 - 0,4	m
13	Épaisseur F1	0,4 - 0,6	m
14	Épaisseur G1	0,5 - 0,8	m
Demandes et disponibilités			
15	Quantité neutre disponible	816000	tm/an
16	Quantité neutre nécessaire	1 320 k - 2 160 k	tm
17	Quantité minerai équivalent	1 940 k - 3 180 k	tm
18	Tonnage de concentré de sulfures	233 k - 1 440 k	tm
Variables de la simulation économique			
19	Teneur du concentré de sulfures	0 - 4	gr/tm
20	Récupération	0 - 75 %	gr/tm
21	Or récupéré	0 - 3	gr/tm
22	Total or récupéré	0 - 4 320 k	gr
23	Valeur or	17,00	\$/gr
24	Infrastructure de déchlamage	100 k - 200 k	\$
25	Opération de déchlamage	0,10 - 0,20	\$/tm
26	Infrastructure de désulfuration	2 800 k - 4 600 k	\$
27	Opération de désulfuration	2,00 - 3,40	\$/tm
28	Mise en place	10 k - 20 k	\$/hectare
29	Infrastructure de traitement	2 800 k - 4 200 k	\$
30	Opération de traitement	5,00 - 9,00	\$/tm
31	Coût de base de restauration	1,40 - 2,30	\$/tonne de résidus
32	Résidus par hectare de parc	150000	tm/hectare
33	Réduction de surface du parc	9 - 14	hectares
Coûts			
34	Coût total de déchlamage	300 k - 2 600 k	\$
35	Coût total de désulfuration	5 900 k - 37 200 k	\$
36	Coût total de mise en place	800 k - 1 600 k	\$
37	Coût total de traitement	0 k - 17 160 k	\$
38	Revenus de récupération de l'or	0 k - 73 440 k	\$
39	Réduction du coût de restauration	3 000 k	\$
40	Bilan (Coûts-Revenus-Réduction)	-12 600 k - 42 340 k	\$
41	Coût de réalisation	-55,43 - 15,75	\$/m ²
	moyenne sans récupération	+9,88	
	moyenne avec récupération	-6,00	

- 31) Coûts de stockage et de restauration évalués à partir de la littérature et de communications personnelles, sur la base du coût des ouvrages de gestion des résidus.
- 32) Tonnage moyen de résidus confinés par hectare pour le parc à résidus #2 de la mine #1.
- 33) Réduction de la superficie utilisée dans le parc #2 suite à l'utilisation de la fraction désulfurée comme barrière de recouvrement multicouche [(17) - (16) / (32)].

Coûts

- 34) Coûts totaux de déchlambrage. ¹
- 35) Coûts totaux de désulfuration. ¹
- 36) Coûts totaux de mise en place (28) * (3) / 10 000 m².
- 37) Coûts totaux de récupération de l'or dans le concentré de sulfures. ¹
- 38) Revenus de la récupération de l'or. ¹
- 39) Réduction du coût de stockage et de restauration du parc #2 par l'utilisation des résidus désulfurés comme composantes d'une barrière de recouvrement multicouche construite sur le parc #1 (16) / (32).
- 40) Bilan global du scénario de restauration (34) + (35) + (36) + (37) - (38) - (39).
- 41) Coûts de réalisation du scénario de restauration en \$/m² de barrière mise en place.

¹ : Les coûts et les revenus sont établis sur une période de 10 ans (période qui correspond aux réserves de minerais actuelles) lorsque les coûts totaux d'opération (déchlambrage, désulfuration et traitement du concentré) utilisés dans les simulations sont inférieurs aux revenus de récupération de l'or pour une même simulation. Sinon, les coûts et les revenus sont calculés uniquement pour la période de construction de la barrière.

5.3 Paramètres du modèle économique utilisés pour la mine #2

Pour le cas de la mine #2, le scénario à l'étude consiste à recouvrir d'une barrière de recouvrement multicouche, construite à partir de résidus désulfurés, de l'ancien parc à résidus miniers. Encore une fois, la barrière multicouche proposée dans le modèle économique est constituée de trois couches. Ce scénario n'évalue pas la possibilité de récupérer des valeurs commerciales dans le concentré de sulfures en raison des résultats obtenus lors de la partie minéralurgique du projet. Le parc à résidus à recouvrir a une superficie de 97,5 hectares (975 000 m²).

Les principales variables et constantes du modèle économique de la mine #1 sont présentées et numérotées au tableau 5.2. On présente dans ce qui suit une description plus détaillée de ces constantes et variables ainsi que leur plage de variations. Les références quant à l'origine des ces valeurs sont également fournies.

Données générales

- 1) Superficie du parc à résidus miniers, obtenue à partir du plan de surface des installations.
- 2) Superficie des digues à restaurer. Estimation réalisée avec un représentant de la mine #2.
- 3) Somme de (1) et (2).
- 4) Production totale à l'usine. Donnée fournie par la mine #2.

Paramètres minéralurgiques

- 5) Fraction de la quantité initiale à éliminer à l'aide du déchlammmage (s'il y a lieu) permettant une meilleur récupération des sulfures.
- 6) Fraction de la quantité initiale qui reste après le déchlammmage (s'il y a lieu) et qui sera désulfurée. 100 % - (5)
- 7) Fraction de la quantité déchlammmée (s'il y a lieu) qui formera le concentré de sulfures.
- 8) Fraction de la quantité initiale qui sera du concentré de sulfures (7) * (6).
- 9) Fraction de la quantité initiale qui est considérée comme sulfureuse (5) + (8).
- 10) Fraction qui est considérée comme non génératrice de DMA et qui pourrait être utilisée comme matériau de construction d'une barrière multicouche 100 % - (9).

Caractéristiques de la barrière

- 11) Masse volumique de la barrière après sa mise en place. Valeur moyenne tirée de Vick (1991).
- 12) Plage d'épaisseur (0,2 à 0,4 m) envisagée pour la couche grossière supérieure de la barrière multicouche.
- 13) Plage d'épaisseur (0,4 à 0,5 m) envisagée pour la couche fine de la barrière multicouche.
- 14) Plage d'épaisseur (0,5 à 0,7 m) envisagée pour la couche grossière inférieure de la barrière multicouche.

Demande et disponibilité

- 15) Quantité de résidus désulfurés disponible pour construire la barrière multicouche. Calculée à partir de (4) * (10).
- 16) Quantité de résidus désulfurés nécessaire pour recouvrir le parc à résidus avec une barrière de recouvrement multicouche (3) * [(13) + (14) + (15)] * (12).
- 17) Quantité totale de résidus nécessaire à la production de la quantité minimale de résidus désulfurés utilisés pour construire une barrière multicouche (17) / (10).
- 18) Quantité de sulfures produite pour avoir une quantité suffisante de matériaux désulfurés pour construire une barrière de recouvrement multicouche (18) * (8).

Variables de la simulation économique

- 19) Aucune valeur significative selon les essais minéralurgiques réalisés dans le cadre de ce projet.
- 20) Non applicable (N.A.)
- 21) N.A.
- 22) N.A.
- 23) Prix moyen de l'or au cours des derniers mois en dollar canadien.
- 24) Aucun déchlammmage n'est prévu en raison des résultats obtenus lors de la partie minéralurgique du projet (N.A.).
- 25) N.A.
- 26) Coûts en capital estimés à partir de la littérature pour les infrastructures servant à la désulfuration des résidus. Ces coûts comprennent : la filtration, la flottation, et l'installation, le branchement et le bâtiment. Les valeurs sont estimées à partir du Guide ICM (Mular, 1982), du M & S Index et de communications personnelles auprès des représentants de la mine #1. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
 - filtration
2000 tm/j avec 4 filtres à tambour et 1 stade de filtration : 600 000 \$ - 850 000 \$;
 - flottation
4 cellules (28 m³), moteur 75 HP : 150 000 \$ - 220 000 \$;
pompes : 100 000 \$ - 150 000 \$;
cyclones : 50 000 \$ - 70 000 \$;
 - installation, branchement et bâtiment : 1 350 000 \$ - 2 200 000 \$;
 - total : 2 250 000 \$ - 3 500 000 \$.

- 27) Coûts d'opération pour la désulfuration des résidus estimés à partir des résultats obtenus lors de la partie minéralurgique de ce projet et de communications personnelles auprès de représentants de la mine #1. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
- filtration (\$/tm) : 0,50 - 0,80;
 - réactifs (\$/tm) : 0,70 - 1,40;
 - personnel (\$/tm) : 0,40 - 0,60;
 - opération et maintenance (\$/tm) : 0,40 - 0,60;
 - total (\$/tm) : 2,00 - 3,40;
- 28) Coûts de la mise en place de la barrière de recouvrement multicouche. Les plages de valeurs utilisées sont les suivantes :
- chargement et épandage pour la construction d'une barrière multicouche sur les digues (coûts pour une mise en place mécanique tirés de Marcotte (1994)) : 300 000 \$ - 500 000 \$;
 - mise en place hydraulique : 0 \$ - 0 \$;
 - main d'oeuvre et supervision : 200 000 \$ - 400 000 \$;
 - autres ouvrages : 300 000 \$ - 700 000 \$;
 - total : 800 000 \$ - 1 600 000 \$;
 - total à l'hectare : 10 000 \$ - 20 000 \$/hect.
- 29) N.A. 2 800 000 \$ - 4 200 000 \$;
- 30) N.A.
- 31) Coûts de stockage et de restauration estimés à partir de la littérature et de communications personnelles, sur la base du coût des ouvrages de gestion des résidus.
- 32) Tonnage moyen de résidus confinés par hectare pour le futur parc à résidus de la mine #2.
- 33) Réduction de la superficie utilisée dans le futur parc suite à l'utilisation de la fraction désulfurée comme barrière de recouvrement multicouche [(17) - (16) / (32)].

Coûts

- 34) N.A.
- 35) Coûts totaux de désulfuration.
- 36) Coûts totaux de mise en place (28) * (3) / 10 000 m².
- 37) N.A.
- 38) N.A.

Tableau 5.2 : Constantes et variables utilisées dans le modèle économique pour la mine #2

Données générales			
1	Superficie du parc	780 000	m2
2	Superficie des digues	195 000	m2
3	Superficie totale	975 000	m2
4	Production totale	750 000	tm de minerai/an
Paramètres minéralurgiques			
5	Fraction déchlamnée	0 %	du tonnage de minerai initial
6	Fraction flottée	100 %	du tonnage de minerai initial
7	Concentré de flottation	68 %	du tonnage flotté
8	Concentré de flottation	68 %	du tonnage de minerai initial
9	Fraction sulfureuse totale	68 %	du tonnage de minerai initial
10	Fraction neutre totale	32 %	du tonnage de minerai initial
Caractéristiques de la barrière			
11	Densité relative fraction neutre	1,5	tm/m3
12	Épaisseur G2	0,2 - 0,4	m
13	Épaisseur F1	0,4 - 0,5	m
14	Épaisseur G1	0,5 - 0,7	m
Demandes et disponibilités			
15	Quantité neutre disponible	240 k	tm/an
16	Quantité neutre nécessaire	1 610 k - 2 340 k	tm
17	Quantité minerai équivalent	5 000 k - 7 300 k	tm
18	Tonnage de concentré de sulfures	3 400 k - 5 000 k	tm
Variables de la simulation économique			
19	Teneur du concentré de sulfures	0	gr/tm
20	Récupération	N.A.	
21	Or récupéré	N.A.	gr/tm
22	Total or récupéré	N.A.	gr
23	Valeur or	17,00	\$/gr
24	Infrastructure de déchlammage	N.A.	\$
25	Opération de déchlammage	N.A.	\$/tm
26	Infrastructure de désulfuration	2 250 k - 3 500 k	\$
27	Opération de désulfuration	2,00 - 3,40	\$/tm
28	Mise en place	10 k - 20 k	\$/hectare
29	Infrastructure de traitement	N.A.	\$
30	Opération de traitement	N.A.	\$/tm
31	Coût de base de restauration	1,40 - 2,30	\$/tonne de résidus
32	Résidus par hectare de parc	150000	tm/hectare
33	Réduction de surface du parc	11 - 16	hectares
Coûts			
34	Coût total de déchlammage	N.A.	\$
35	Coût total de désulfuration	12 300 k - 28 400 k	\$
36	Coût total de mise en place	1000 k - 2 000 k	\$
37	Coût total de traitement	N.A.	\$
38	Revenus de récupération de l'or	N.A.	\$
39	Réduction du coût de restauration	3 300 k à 3 700	\$
40	Bilan (Coûts-Revenus-Réduction)	9 600 k - 27 100 k	\$
41	Coût de réalisation	9,85 - 27,80	\$/m2

N.A. : Non Applicable

- 39) Réduction du coût de stockage et de restauration du futur parc par l'utilisation des résidus désulfurés comme composantes d'une barrière de recouvrement multicouche construite sur le parc #1 (16) / (32).
- 40) Bilan global du scénario de restauration (34) + (35) + (36) + (37) - (38) - (39).
- 41) Coûts de réalisation du scénario de restauration en \$/m² de barrière mise en place.

5.4 Analyse des résultats du modèle économique de la mine #1

L'analyse économique a permis de constater que les coûts de restauration du parc #1, à l'aide d'une barrière de recouvrement multicouche construite à partir de résidus désulfurés, peut varier d'une valeur de -55,43 \$/m² (avec une récupération d'or) à 15,75 \$/m² (sans récupération), avec une moyenne de -6,00 \$/m² avec récupération d'or et de 9,88 \$/m² sans récupération. Le signe négatif signifie dans notre cas un revenu.

Évidemment, ces valeurs sont vraies pour la variation des paramètres suggérées dans le modèle économique ainsi que pour les hypothèses proposées par les auteurs. La justification des différentes valeurs utilisées dans l'étude a été présentée précédemment. Quant aux principales hypothèses proposées, elles sont les suivantes. Premièrement, la réduction des volumes à stocker en raison de l'utilisation de la fraction désulfurée comme composante d'une barrière de recouvrement multicouche doit être considérée comme une réduction des coûts de stockage et de restauration. La technique utilisée dans cette étude est de considérer comme un revenu chaque tonne utilisée dans la barrière qui ne sera pas stocker et restaurer dans l'autre parc.

Une autre hypothèse postulée dans cette étude économique est que les coûts et les revenus sont établis sur une période de dix ans lorsque les revenus provenant de la récupération de l'or sont supérieurs aux coûts totaux d'opération. Sinon, les coûts et les revenus sont calculés uniquement pour la période de construction de la barrière.

Il a également été considéré que la construction de la barrière de recouvrement multicouche se ferait de façon mécanique pour les digues et de façon hydraulique pour le reste du parc.

En ce qui concerne la répartition des coûts, on peut remarquer à la figure 5.1 que l'essentiel des coûts d'opération, soit environ 85 %, sont des coûts de désulfuration (capital et

opération), et ce, autant pour les scénarios minimum que maximum et moyen. La mise en place de la barrière ainsi que le déchlammpage ne constitue que 15 % des coûts totaux.

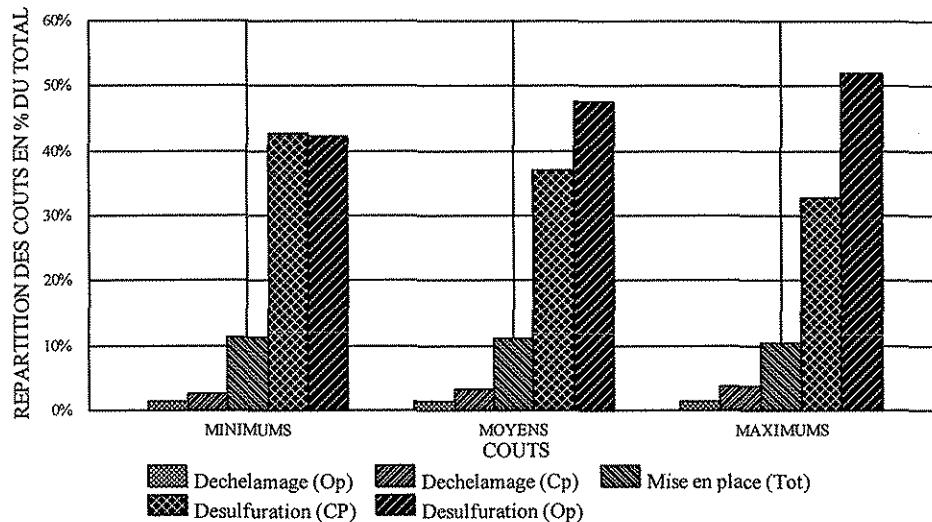


Figure 5.1 : Répartition des coûts pour la construction d'une barrière de recouvrement multicouche à partir de résidus désulfurés de la mine #1 (scénarios min, moyen et max).

Les coûts d'opération de la désulfuration étant un des paramètres sensibles quant à la réduction des coûts de restauration, il nous a semblé intéressant de voir graphiquement son influence. On présente à la figure 5.2 les courbes représentant les modélisations moyennes de la plage de valeurs étudiée (min, moyen et max), **pour une récupération d'or variant entre 0 et 3 gr/t**. On remarque que les coûts de construction de la barrière ne dépassent pas 4,00 \$/m² pour le scénario où les coûts sont à la limite supérieure. On remarque également que la plupart des scénarios offrent une possibilité de revenus plutôt que de dépenses.

Dans le cas de la mine #1, la récupération d'or est un paramètre qui influence beaucoup le coût de restauration. La figure 5.3 nous montre l'influence de l'or récupéré sur les coûts de construction d'une barrière de recouvrement multicouche sur le parc #1. Encore une fois, trois scénarios sont simulés sur la figure, soit un scénario qui utilise les valeurs qui donnent des coûts minimum, un autre qui donnent des coûts maximum et enfin, un scénario qui utilise des valeurs moyennes. On remarque sur cette figure qu'il y a un plateau au départ. Celui-ci s'explique par le fait que lorsque la récupération n'offre pas de possibilité de revenus, on l'exclut. La récupération de l'or devient intéressante, si la teneur en or récupérée dans le concentré de sulfures est supérieure à 1 gr/t.

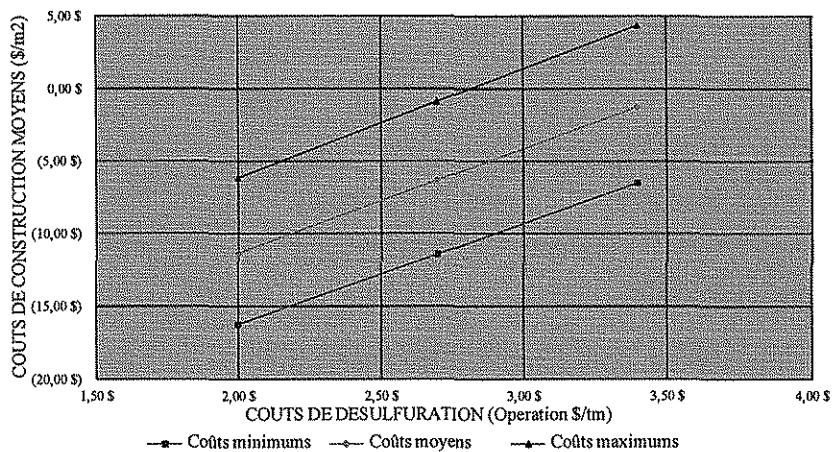


Figure 5.2 : Influence du coût d'opération de désulfuration des résidus de la mine #1 (avec une récupération d'or moyenne) sur les coûts de construction de la barrière multicouche.

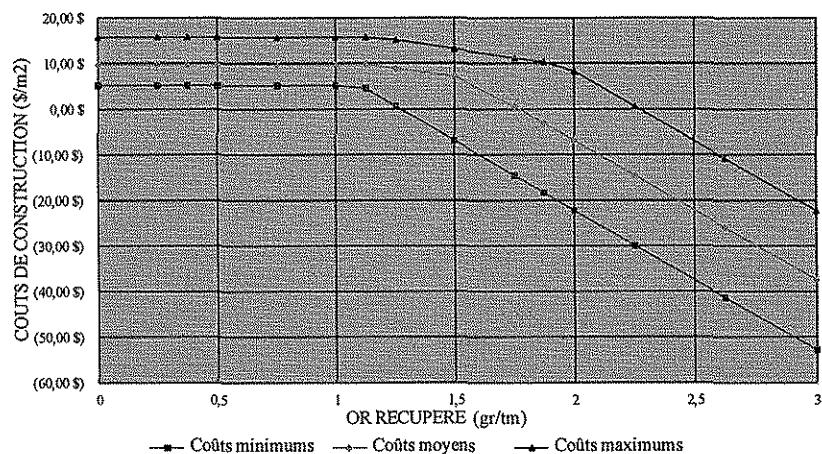


Figure 5.3 : Influence de la récupération d'or sur les coûts de construction de la barrière multicouche pour la mine #1.

Les résultats obtenus montrent que les coûts d'opération de la récupération des sulfures constituent une part importante des coûts globaux de construction de la barrière de recouvrement multicouche. Un des moyens potentiels pour diminuer ces coûts serait de placer la flottation des sulfures avant la cyanuration. On présente à la figure 5.4 les courbes représentant les modélisations moyennes de la plage de valeurs étudiée (min, moyen et max), **pour une récupération d'or variant entre 0 et 3 gr/t**, avec l'extraction des sulfures qui s'effectue avant la cyanuration.

On remarque dans ce cas précis que dans toutes les simulations, il y a des revenus rattachés au processus. Les coûts d'opération de désulfuration simulés, dans le cas où l'extraction des sulfures s'effectue avant la cyanuration, ont été de 0,75 \$/t à 1,25 \$/t. D'autres calculs ont permis de constater que le coût moyen avec récupération de l'or est de -21,00 \$/m², alors qu'il est de 4,08 \$/m² sans récupération d'or.

Ces chiffres sont donnés à titre indicatif pour montrer qu'il existe des cas plus favorables que ceux étudiés. De plus, les auteurs sont conscients que le chambardement d'une usine existante entraîne des coûts importants. Cependant, dans le cas d'une nouvelle installation, l'option de placer la flottation des sulfures avant la cyanuration devient très intéressante.

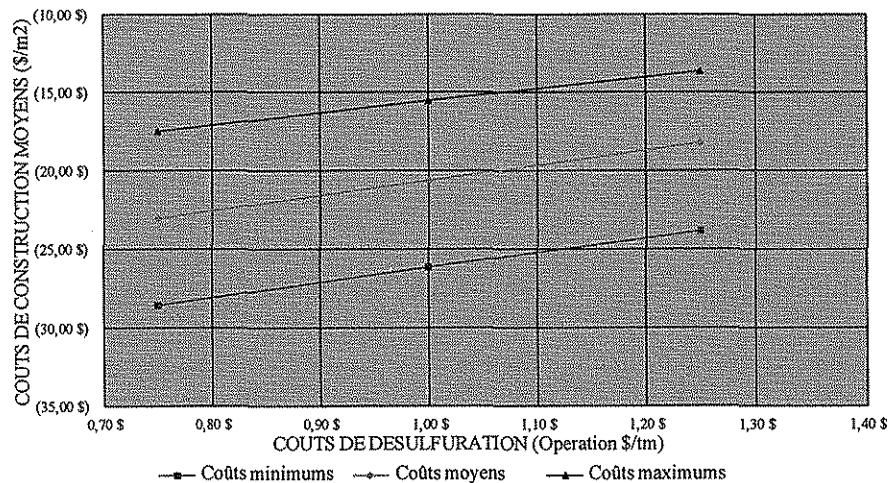


Figure 5.4 : Influence du coût d'opération de désulfuration des résidus de la mine #1 (avec une récupération d'or moyenne) sur les coûts de construction de la barrière multicouche en supposant la désulfuration en amont de la cyanuration.

Enfin, la durée de la construction de la barrière, pour le design proposé, est entre 1,5 et 3 ans. Évidemment, ce calcul doit être considéré comme préliminaire.

5.5 Analyse des résultats du modèle économique de la mine #2

L'analyse économique a permis de constater que les coûts de restauration du parc de la mine #2 à l'aide d'une barrière de recouvrement multicouche construite à partir de résidus désulfurés, varient de 9,85 \$/m² à 27,80 \$/m².

Évidemment, ces valeurs sont vraies pour la variation des paramètres suggérés ainsi que pour les hypothèses proposées par les auteurs. La justification des différentes valeurs utilisées dans l'étude a été présentée précédemment. Quant aux principales hypothèses proposées, elles sont identiques à celles présentées précédemment pour la mine #1.

En ce qui concerne la répartition des coûts, on peut remarquer à la figure 5.5 que l'essentiel des coûts de restauration, soit entre 75 et 82 %, sont des coûts d'opération de désulfuration, et ce, autant pour les scénarios minimum, maximum et moyen. La mise en place de la barrière ainsi que le coût en capital pour la désulfuration ne constituent qu'environ 20 % des coûts totaux. Le paramètre clé pour la réduction des coûts de restauration à l'aide d'une barrière de recouvrement multicouche construite à partir de résidus désulfurés est donc les coûts liés à l'opération de désulfuration.

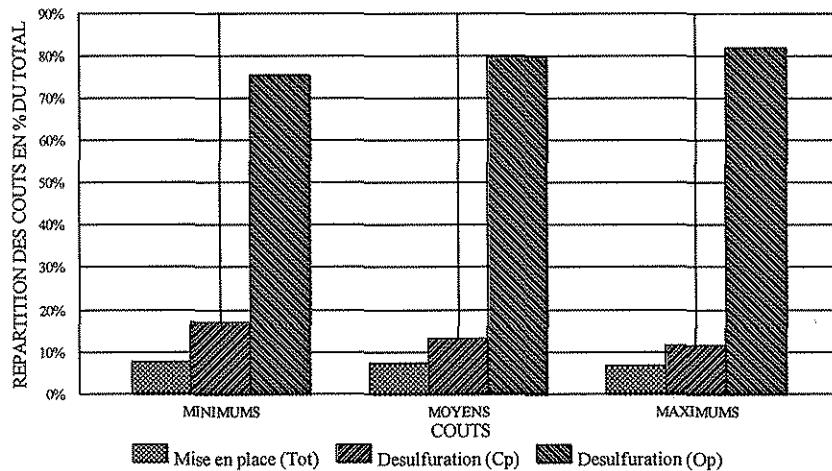


Figure 5.5 : Répartition des coûts pour la construction d'une barrière de recouvrement multicouche à partir de résidus désulfurés de la mine #2 (scénarios min, moyen et max)

Les coûts d'opération de la désulfuration étant les paramètres sensibles quant à la réduction des coûts de restauration, il nous a semblé intéressant de voir graphiquement son influence. On présente à la figure 5.6 les courbes représentant les modélisations par la plage de valeurs étudiée (min, moyen et max). On remarque que les coûts de construction de la barrière varient entre 9,70 à 17 \$/t pour le scénario où les coûts sont à la limite inférieure et entre 17 et 28 \$/t pour le scénario où les coûts sont à la limite supérieure. Dans ces simulations, les coûts de désulfuration ont variés de 2 à 3,40 \$/t.

Les résultats obtenus montrent que les coûts d'opération de la récupération des sulfures constituent une part importante des coûts globaux de construction de la barrière de recouvrement multicouche. Tel que discuté précédemment, un des moyens potentiels pour diminuer ces coûts serait de placer la flottation des sulfures avant la cyanuration.

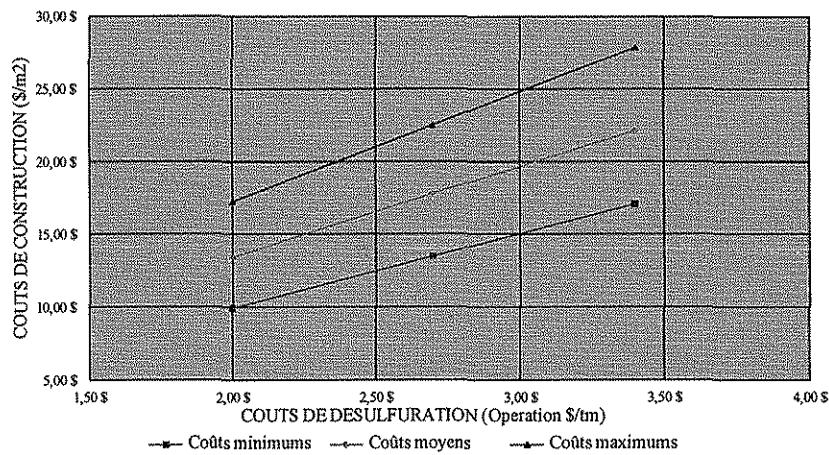


Figure 5.6 : Influence du coûts d'opération de désulfuration des résidus de la mine #2 sur les coûts de construction de la barrière multicouche.

À la figure 5.7, on remarque que les coûts de construction de la barrière de recouvrement multicouche ont chutés sensiblement. Les coûts d'opération de désulfuration simulés, dans le cas où l'extraction des sulfures s'effectue avant la cyanuration, ont été de 0,75 \$/t à 1,25 \$/t. D'autres calculs ont permis de constater que le coût moyen est de 6,29 \$/m².

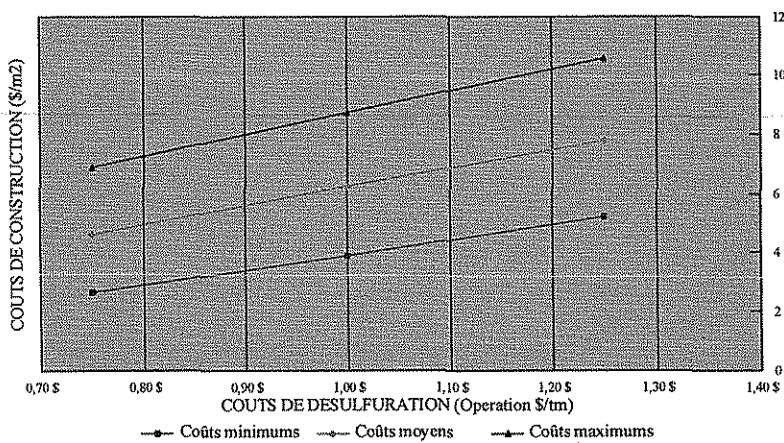


Figure 5.7 : Influence du coûts d'opération de désulfuration des résidus de la mine #2 sur les coûts de construction de la barrière multicouche en supposant la désulfuration en avant de la cyanuration.

Enfin, la durée de la construction de la barrière, pour le design proposé, se situe entre 6,7 et 9,8 ans. Évidemment, ce calcul doit être considéré comme préliminaire.

5.6 Comparaison des résultats obtenus avec ceux tirés de la littérature

Il est maintenant intéressant de comparer les résultats obtenus pour les deux cas étudiés à ceux de la littérature pour des barrières de recouvrement multicouches construites à partir de matériaux meubles.

Par exemple, la construction de barrières de recouvrement multicouches sur les parcs de la mine #1 et #2, en utilisant les coûts proposés par Marcotte (1994), est évaluée à 10 \$/m² lorsque les matériaux d'emprunt sont à une distance de 1 km et de 12,55 \$/m² lorsque les matériaux sont situés à 5 km. En ce qui concerne la mine #1, on remarque que ces coûts sont supérieurs au coûts moyens de construction à l'aide de résidus désulfurés (-6,00 \$/m² avec récupération d'or et 9,88 \$/m² sans récupération). L'attrait de la méthode proposée semble donc évident.

Quant à la mine #2, les valeurs calculées à l'aide des coûts proposés par Marcotte (1994) semblent plus basses que celles calculées à l'aide du modèle économique proposé dans ce rapport. Pour la mine #2, il semble que la méthode proposée ne pourra être attrayante que si l'on récupère les sulfures avant la cyanuration. En effet, en diminuant les coûts d'extraction des sulfures à 1 \$/t par exemple, on obtiendrait des valeurs inférieures pour une barrière multicouche construite à partir de résidus désulfurés à ceux d'une barrière construite à partir de matériaux meubles.

Il est important de noter que dans le modèle proposé ainsi que dans celui de Marcotte (1994), la barrière multicouche est constituée de trois composantes, et non pas de cinq tel que proposé par Aubertin et Chapuis (1991).

Finalement, les valeurs obtenues quant à la construction d'une barrière de recouvrement multicouche à partir de résidus désulfurés correspondent assez bien avec celles calculées par *SENES Consultant Limited* lors d'une étude antérieure qui avait souligné l'attrait de la technique proposée dans ce projet (SENES, 1994).

6. Conclusion

Les principales conclusions de chacun des chapitres du projet de recherche sont présentées dans ce qui suit.

Résultats minéralurgiques

En ce qui concerne l'extraction des sulfures, le projet a démontré que les méthodes gravimétriques du cyclonage et de la table à secousse ne peuvent séparer suffisamment les particules sulfureuses de la gangue pour produire un résidu non génératrice de DMA, et ce, pour les deux cas étudiés. Pour la flottation, les essais ont montré qu'il est difficile d'extraire les sulfures lorsque la pulpe est contaminée par différents réactifs (e.g. chaux, cyanure). La méthode la plus efficace pour extraire les sulfures de façon à ce que les résidus désulfurés soient non (ou peu) génératrices de DMA a été, pour notre étude, de procéder d'abord par une filtration de la pulpe, suivi d'un repulpage pour enfin procéder à la flottation. De plus, pour la mine #1, une récupération possible de valeur en or dans le concentré de sulfures pourrait diminuer les coûts de désulfuration.

Il est important de noter que, dans le cadre de cette étude, la seule hypothèse explorée est celle où la flottation des sulfures s'effectue à la fin du circuit. Il est évident que si la récupération des sulfures s'effectuait **avant** la cyanuration, cela permettrait de diminuer sensiblement les coûts de flottation. C'est une autre piste qui pourrait être investiguée dans l'avenir.

Caractéristiques hydro-géotechniques des résidus étudiés

Pour ce qui est des caractéristiques hydro-géotechniques des résidus désulfurés, elles correspondent assez bien avec celles mesurées sur les résidus miniers (Aubertin et al., 1994; Bussière, 1993; Ricard, 1994) dont on considère qu'ils ont les caractéristiques requises pour être utilisés comme couche fine d'une barrière de recouvrement (Aubertin et al., 1993). Dans le cadre de cette étude, les caractéristiques ont été mesurées sur deux fractions de la granulométrie, soit une fraction fine correspondant à la surverse d'un cyclone et une fraction grossière correspondant à la sousverse d'un cyclone. L'objectif visé était de vérifier si une simple séparation à l'aide d'un cyclone pourrait permettre d'avoir deux matériaux avec un contraste suffisant pour être utilisés comme couche fine et couche grossière d'une barrière de recouvrement multicouche. Le choix des granulométries (sousverse et surverse) a été basé sur des résultats tirés de la littérature pour

des cyclones utilisés sur des parcs à résidus. C'est donc un choix arbitraire qui n'a impliqué aucune optimisation.

Modélisations des performances des barrières

À partir des caractéristiques de succion et des courbes de conductivité hydraulique déduites à l'aide du modèle de Mualem (1976), il a été possible de modéliser des essais en colonne. La littérature a démontré dans le passé (Yanful et Aubé, 1993) que la corrélation entre la modélisation et les essais en colonne est assez bonne. Les colonnes modélisées sont d'une hauteur de 2 m avec une couche grossière du bas de 1 m d'épaisseur, une couche fine de 0,6 m d'épaisseur et enfin une couche grossière du haut d'une épaisseur de 0,4 m. Ce choix d'épaisseurs est basé sur les caractéristiques des matériaux. Il faut être conscient que les granulométries influence directement les caractéristiques des matériaux et que ces mêmes granulométries ont été choisies arbitrairement, sans optimisation. Ceci revient à dire que l'épaisseur des couches aurait été différentes selon le choix des granulométries.

Le cas modélisé dans le cadre de cette étude est celui d'une colonne soumise à une sécheresse de 56 jours, où le seul drainage permis est au bas de la colonne. Le modèle ne tient pas compte de l'évaporation. Les résultats ont démontré que le matériau fin se maintient habituellement à un degré de saturation supérieur à 90 %, sauf pour la partie supérieure de la couche fine de la mine #2 après une sécheresse de plus de 15 jours où le degré de saturation est de 85 %. Les simulations ont également démontré que l'équilibre statique est obtenu après un délai d'environ 15 jours. Une autre observation importante est que la couche grossière du bas demeure à un degré de saturation supérieur ou égal à 50 % malgré la sécheresse imposée. Il serait préférable d'avoir une saturation plus faible de cette couche afin d'éliminer toute possibilité de transfert de contaminants entre le milieu contaminé et la barrière de recouvrement.

Enfin, les modélisations réalisées nous permettent d'être optimistes quant à l'efficacité technique d'une barrière de recouvrement multicouche construite à partir de matériaux désulfurés. La couche fine et la couche grossière de la barrière seraient constituées de la sousverse et de la surverse d'un cyclone dont le matériau de base serait des résidus désulfurés.

Évaluation économique de la méthode proposée

Les principales conclusions que l'on peut tirées de l'évaluation économique sont les suivantes. Premièrement, il semble que, pour les mines dont les résidus contiennent peu de

sulfures (cas de la mine #1), la technique proposée pourrait permettre de ramener les coûts de construction d'une barrière de recouvrement multicouche à un niveau beaucoup plus intéressant pour l'industrie minière, soit sous la barre des 100 000 \$/hectare ($10 \text{ \$/m}^2$). On sait qu'au cours des dernières années, plusieurs chiffres ont été avancés quant aux coûts de construction d'une barrière de recouvrement multicouche construite à partir de matériaux meubles. La plage de valeurs était de 150 000 à 270 000 \$/hectare. Il y a donc l'a un attrait certains pour la méthode proposée dans ce projet de recherche.

Un autre conclusion de la partie économique du projet est que, pour les mines plus sulfureuses (cas de la mine #2), le coût d'opération de désulfuration décidera de l'utilisation ou non de la technique. Dans le cas étudié, la présence d'une solution cyanurée a entraîné des coûts de désulfuration élevés qui rendent l'utilisation de résidus désulfurés comme composantes de la barrière de recouvrement multicouche moins attrayante. Il serait donc préférable, pour les mines qui utilisent la cyanuration et qui ont beaucoup de sulfures, de flotter les sulfures avant la cyanuration. Si l'opération d'extraction des sulfures est située avant la cyanuration, l'utilisation de résidus désulfurés comme composantes de la barrière de recouvrement multicouche redevient attrayante.

Une autre constatation de l'étude économique est que la présence de valeurs commerciales dans le concentré de sulfures peut permettre de diminuer les coûts d'extraction des sulfures. Dans le cas de la mine #1, la teneur de coupure (qui rapporte plus qu'elle ne coûte) est d'environ 1 g/t.

Enfin, il semble évident à la lumière des résultats obtenus dans cette section que l'utilisation de résidus désulfurés peut permettre dans plusieurs cas de réduire les coûts de construction des barrières de recouvrement multicouches.

Autres aspects

Il est clair, dans la proposition de projet soumise au CRM en octobre 1993, qu'un des objectifs du projet était de définir un cadre conceptuel de recouvrement en continu des résidus sulfureux à l'aide de résidus désulfurés. Après certains travaux, l'équipe de recherche a procédé à un réajustement, du fait que cette partie pouvait constituer un projet de recherche à elle seul. Cependant, des travaux préliminaire ont permis de jeter les bases sur l'aspect opérationnelle du recouvrement en continu. Voici, résumé, les principales conclusions de ces travaux préliminaires.

À partir des résultats obtenus à la section modélisation, on peut maintenant supposer avec confiance qu'une barrière de recouvrement constituée de résidus désulfurés mise en place hydrauliquement peut maintenir un haut niveau de saturation sur de longues périodes.

Dans le but d'identifier les principaux paramètres permettant de réaliser et d'optimiser la mise en place du type de barrière préconisée dans cette étude, nous avons reconnu trois cas général d'application, soit :

- 1- la construction de la barrière sur un parc déjà rempli de résidus et/ou un second parc est utilisé comme aire d'accumulation;
- 2- la construction en continu de la barrière sur un parc en activité non conçu pour optimiser l'application de la barrière;
- 3- la construction en continu de la barrière sur un parc initialement conçu à cette fin.

Pour le cas #1, le reprofilage des digues peut être nécessaire préalablement à la mise en place de la barrière afin d'assurer la stabilité de l'ensemble de l'ouvrage, ainsi que la réalisation de certains ouvrages liés à l'évacuation de l'eau d'accumulation sur le parc.

Pour le cas #2, l'objectif visé par une mise en place en continu consiste en fait à réaliser une fermeture progressive du parc. Nous devons alors disposer de cellules d'accumulation distinctes afin de maximiser la mise en place de la barrière. Pour ce faire, le relief topographique du fond du parc devrait être mis à profit. Le nombre de cellules utilisées devrait se situer aux environ de 10. Ce nombre de cellules permettrait d'atteindre en moyenne 90 % , 75 % et 60% de recouvrement hydraulique respectivement pour les couches grossière du bas, fine et grossière du haut. L'optimisation de la mise en place devra aussi tenir compte du rapport existant entre l'épaisseur totale de la barrière, la hauteur des digues, l'épaisseur de concentré de sulfures mise en place et l'épaisseur des résidus non désulfurés ayant pu être mis en place préalablement à la construction de la barrière.

Pour le cas #3, la conception d'un parc en vue de la construction de la barrière doit maximiser les retombées de la réduction de volume de matériel générateur d'acide sur les coûts de restauration. Pour ce faire, on peut envisager de confiner les sulfures dans des cellules étanches de la plus petite section possible et de procéder semblablement à la procédure décrite pour le cas #2 pour leur recouvrement.

Conclusions générales

À la lumière des résultats obtenus dans le cadre de ce projet de recherche, **il est évident que l'utilisation de la fraction désulfurée comme composante d'une barrière de recouvrement multicouche mise en place hydrauliquement pourrait permettre de diminuer les coûts de restauration de certains parcs à résidus miniers générateurs de DMA.** Cette nouvelle alternative se doit cependant d'être investiguée plus en détails dans un proche avenir. L'équipe de l'URSTM possède toutes les connaissances et les installations nécessaires pour poursuivre le projet dans une éventuelle phase II.

7. Recommandations

Étant donné les résultats prometteurs de la phase I du projet, on présente dans ce qui suit l'orientation que prendrait une éventuelle phase II.

Titre : Valorisation des résidus miniers : une approche intégrée

Phase II : Évaluation technique et économique de l'utilisation des résidus désulfurés comme recouvrement

Responsabilités : Bruno Bussière, chercheur à l'URSTM et étudiant au doctorat à l'École Polytechnique de Montréal sera responsable du projet. Il sera aidé de M. Jean Lelièvre, directeur du Centre spécialisé en technologie minérale, qui sera responsable de la partie minéralurgique du projet et de M. Jacques Ouellet, professeur au Département des sciences appliquées à l'UQAT.

Ce projet impliquerait aussi M. Michel Aubertin, professeur en génie minéral à l'École Polytechnique de Montréal. L'expérience acquise par l'École Polytechnique de Montréal sur les différents aspects des essais en colonne serait mise à profit.

Problématique :

Le principal problème environnemental lié à l'industrie minière canadienne est la génération de drainage minier acide (DMA) par les résidus miniers contenant des sulfures. Les principales méthodes pour contrôler la production de DMA visent à empêcher les interactions entre les éléments constitutifs produisant l'acide, soit les sulfures, l'eau et l'oxygène. Une des meilleures façons d'y arriver est d'installer une barrière multicouche afin de limiter l'infiltration de l'oxygène.

Traditionnellement, ces barrières sont construites à partir de matériaux meubles naturels, mais pour des raisons économiques, il peut être intéressant d'utiliser des résidus non réactifs pour leur construction. Les auteurs ont entrepris une étude technico-économique sur deux cas réels afin d'évaluer la possibilité d'enlever les sulfures des résidus et d'utiliser la fraction non (ou peu) sulfureuse comme composante de la barrière de recouvrement multicouche. Les résultats de

cette étude démontrent l'intérêt pour cette nouvelle méthode de restauration et incitent à pousser plus loin la recherche dans ce domaine.

Objectifs du projet proposé :

Les principaux objectifs du projet sont de développer un modèle économique sur l'utilisation de résidus désulfurés comme composantes d'une barrière de recouvrement multicouche et d'évaluer l'efficacité technique de ce système.

La méthodologie proposée pour réaliser ces objectifs est la suivante :

- a) Sélectionner 4 à 6 résidus miniers sulfureux qui permettront d'évaluer une gamme de scénarios grâce à la diversité de leurs caractéristiques (% sulfure, présence ou non de cyanure, ect.);
- b) Procéder à la désulfuration des résidus sélectionnés;
- c) Réaliser des essais en colonne sur 1 ou 2 résidus désulfurés en faisant varier certains paramètres (e.g. % S, indice des vides, épaisseur des couches);
- d) Développer un modèle économique quant à l'utilisation des résidus désulfurés comme barrière de recouvrement multicouche.

Échéancier et travaux impliqués :

Le projet pourrait débuter à l'hiver 1994, et il serait d'une durée de 24 mois. Les travaux impliqués peuvent être identifiés comme suit :

Travaux	Échéancier (mois)
- Sélection des sites et achat d'équipements	0 - 3
- Essais minéralurgiques	3 - 12
- Essais en colonne	8 - 22
- Élaboration du modèle économique	8 - 22
- Rédaction d'un rapport final	22 - 24

Coûts :

Les coûts reliés à ce projet sont estimés à environ 120 000 \$. Ceci inclut l'achat d'équipements, les salaires et autres coûts divers.

Résultats et retombées anticipées :

Ce projet devrait permettre de répondre à plusieurs questions relatives à l'utilisation de résidus désulfurés comme composantes d'une barrière de recouvrement multicouche. On pourra en outre identifier les cas favorable à cette nouvelle méthode de restauration. On pourra également évaluer l'influence de certains paramètres, comme la teneur en sulfures optimale des différentes couches, sur l'efficacité de la barrière de recouvrement. Enfin, ce projet vise à développer une nouvelle approche pour la restauration de parcs à résidus miniers générateurs de DMA. Un approche qui s'inscrit dans le nouveau concept du développement durable.

RÉFÉRENCES

- AACHIB, M., AUBERTIN et M. CHAPUIS, R.P. 1993. Études en laboratoire de la performance des barrières de recouvrement constituées de rejets miniers pour limiter le drainage minier acide - Un état de la question. Département de génie minéral, École Polytechnique, Montréal. Rapport EPM/RT-93/32.
- AKINDUNNI, F.F., GILLHAM, R.W. et NICHOLSON, R.V. 1991. Numerical simulations to investigate moisture-retention characteristics in the design of oxygen-limiting covers for reactive mine tailings. Canadian Geotechnical Journal, 28 :446-451.
- AUBERTIN, M., BUSSIÈRE, B. et CHAPUIS, R.P. 1994. Hydrogeological properties of homogenized tailings used in covers over reactive wastes. Compte rendu de la 47^e Conférence Canadienne de Géotechnique, Halifax, (à paraître).
- AUBERTIN, M., CHAPUIS, R.P., BUSSIÈRE, B. et AACHIB, M. 1993. On the use of tailings as cover to prevent AMD. Compte rendu de la Conférence nationale conjointe de la SCGC-ASCE sur le génie environnemental, 1 : 195-202.
- AUBERTIN M. et BUSSIÈRE, B. 1991. Étude préliminaire - Évaluation des barrières sèches construites à partir des résidus miniers alcalins. Rapport soumis au Centre de recherches minérales, Projet C.D.T. P1610, École Polytechnique de Montréal (sept.1991).
- AUBERTIN, M. et CHAPUIS, R.P. 1991. Considérations hydro-géotechniques pour l'entreposage des résidus miniers dans le nord-ouest du Québec. Compte Rendu du Colloque sur la Réduction et le Drainage des effluents acides générés par l'activité minière, NEDEM,3 :1-22.
- BLIGHT, G.E. et STEFFEN, O.K.H. 1979. Geotechnics of gold mining waste disposal. Current Geotechnical Practice in Mine Waste Disposal, ASCE,1-52.
- BOWLES, J.E. 1984. Physical and Geotechnical Properties of Soils. McGraw Hill.
- BROOKS, R.H. et COREY, J.C., 1966. Properties of Porous Media Affecting Fluid Flow. ASCE Journal, Irrigating and Drainage Division.
- BUSSIÈRE, B. 1993. Évaluation des propriétés hydro-géologiques de résidus miniers utilisés comme barrières de recouvrement. Thèse M.Sc.A. Département de Génie minéral, École Polytechnique de Montréal, 171 pages.
- CALIFORNIA MINING ASSOCIATION, 1992. Mine Waste Management - A Ressource for Mining Industry Professionals, Regulators and Consultant Engineers. Lewis Publishers, Boca Raton, Floride.
- CHAPUIS, R.P. et LÉGARÉ, P.P. 1992. A simple method for determining the surface area of fine aggregates and fillers in bituminous mixtures. ASTM STP 1147, pp. 177-186.
- CHAPUIS, R.P. et MONTOUR, I. 1992. Évaluation de l'équation de Kozeny-Carman pour prédire la conductivité hydraulique. Proceedings of the 45th Canadian Geotechnical Conference, 78-1-78-10.

- COLLIN, M. et RASMUSON, A. Mathematical modeling of water and oxygen transport in layered soil covers for deposits of pyritic mine tailings. Acid Mine Drainage : Designing for Closure, GAC-MAC Annual Meeting, Bitech Publ, 311-333, 1990.
- CRESPO, J.R. 1994. Modélisation par éléments finis des écoulements à travers les ouvrages de retenue et de confinement des résidus miniers. Mémoire M.Sc.A., Département de génie minéral, École Polytechnique de Montréal (à paraître).
- FREEZE, R.A. et CHERRY, J.A. Groundwater, Prentice-Hall, Englewoods, Cliff., 1979.
- GEOSLOPE International, 1992. SEEP/W User's Guide.
- GOLDIN, A.L. et RASSKAZOV, L.N., 1992. *Design of earth dams*, edited by ZEIDLER, R.B., Rotterdam, A.A. BALKEMA.
- KLEIN, C. et HURLBUT, C.S.Jr. (1985). Manual of Mineralogy. Ed. John Wiley & Sons.
- MABES, D.L., JAMES, H.H. et WILLIAMS, R.E. 1977. Physical properties of Pb-Zn mine-process wastes. Conference on Geotechnical Practice for Disposal of Solid Waste Materials, ASCE, 103-117.
- MARCOTTE, R. 1994. Les aires d'accumulation de résidus miniers au Québec : Évaluation des risques et coûts de restauration. Rapport de recherche présenté comme exigence partielle de la maîtrise en environnement, Université du Québec à Montréal.
- MILLINGTON, R.J. et SHEARER, R.C. Diffusion in aggregated porous media. *Soil Science*, 11 :372-378, 1971.
- MITTAL, H.K. et MORGESTERN, N.R. 1975. Parameters for the design of tailings dams. *Canadian Geotechnical Journal*, 12 :235-261.
- MULAR, A.L. 1982. Mining and Mineral Processing equipment costs and preliminary capital costs estimation. Éd. Montréal, publié par Canadian Institut of Mining and Metallurgy, p. 265.
- MUALEM, Y. 1986. Hydraulic conductivity of unsaturated soils : Prediction and formulas. In A. Klute (ed.). *Methods of Soil Analysis*. Part 1. Physical and Mineralogical Methods. Agron. Monogr. 9 (2nd ed.). American Society of Agronomy, Madison, Wisconsin, pp. 799-823.
- MUALEM, Y. 1976. A new model for predicting the hydraulic conductivity of unsaturated porous media. *Water Resources Research*, 12 : 513-522.
- NICHOLSON, R.V., GILLHAM, R.W., CHERRY, J.A. et REARDON, E.J. 1989. Reduction of acid generation in mine tailings through the use of moisture-retaining cover layers as oxygen barriers. *Canadian Geotechnical Journal*, 26 :1-8.
- OAKLEY, R.E. 1987. Design and performance of earth-lined containment systems. *Geotechnical practice for Waste Disposal*, ASCE, 117-136.
- PETTIBONE, H.C. et KEALY, D.C. 1971. Engineering properties of mine tailings. *Journal of the Soil Mechanics and Foundation Division, Proceedings of the American Society of Civil Engineers*, 97 :1207-1225.
- RICARD, J.F. 1994. Mémoire M.Sc.A., Département de génie minéral, École Polytechnique de Montréal (à paraître).

- RITCEY, G.M., 1989. *Tailings Management, Problems and Solutions in the Mining Industry*, Amsterdam, ELSEVIER.
- SRK (Steffen, Robertson and Kirsten) et al. 1989. Draft Acid Rock Technical Guide. BC AMD Task Force, Vol. 1.
- SENES Consultant Limited, 1994. Evaluation of alternate dry covers for the inhibition of acid mine drainage from tailings - Final report. Prepared for the MEND program.
- SWANSON,D. et BARBOUR, S.L. 1991. The effect of loading on the moisture characteristics and permeability-suction relationship for unsaturated soils. Compte rendu du Congrès annuel de la Société canadienne de génie civil, Vancouver, 194-203.
- van GENUCHTEN, M.Th., LEIJ, F.J. et YATES, S.R. 1991. The RETC code for quantifying the hydraulic functions of unsaturated soils. Environmental Protection Agency, EPA/600/2-91/065.
- VICK, S.G. 1983. Planning, Design and Analysis of Tailings Dams, ed. John Wiley and Sons.
- VOLPE, R.L. 1979. Physical and engineering properties of copper tailings. Current Geotechnical Practice in Mine Waste Disposal, ASCE,242-260.
- YANFUL, E.K. et AUBÉ, B. 1993 Modelling moisture-retaining soil covers. Proceedings of the Joint CSCE-ASCE National Conference on Environmental Engineering, Montreal, Vol. 1, pp. 373-380.