

POLYTECHNIQUE MONTRÉAL

affiliée à l'Université de Montréal

et

l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue

Utilisation de mélanges paste rock réactifs dans des recouvrements miniers

SANDRA POULIOT

Département des génies civil, géologique et des mines

Mémoire présenté en vue de l'obtention du diplôme de *Maîtrise ès sciences appliquées*

Génie Minéral

Décembre 2019

POLYTECHNIQUE MONTRÉAL

affiliée à l'Université de Montréal

et

l'Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue

Ce mémoire intitulé:

Utilisation de mélanges paste rock réactifs dans des recouvrements miniers

présenté par : **Sandra POULIOT**

Pour un mémoire en vue de l'obtention du diplôme de *Maîtrise ès sciences appliquées*

a été dûment accepté par le jury d'examen constitué de :

Abdelkadir MAQSOUD, président

Bruno BUSSIÈRE, membre et directeur de recherche

Benoît Plante, membre et codirecteur de recherche

Vincent MARTIN, membre

DÉDICACE

À Louise, une femme d'exception, mon mentor professionnel qui m'a donné ma chance dans le domaine minier, et ce dès le tout début de ma carrière. Je suis la petite géologue à qui tu as fait voir « la lumière », et je suis privilégiée d'avoir été une de tes «fepilles »! Merci et bonne retraite.

À Michel : ton idée « high risk, high reward », à l'origine de ce projet, a fait son bout de chemin!

To Ward: The kindest and most inspiring man I know. Your “cake” recipe is going a long way! I can't wait for another of our St-Hubert's dinner. Thank you for your support.

REMERCIEMENTS

En premier lieu, j'aimerais remercier mon directeur, Bruno Bussière, qui a intégré cette idée dans son programme de recherche, et qui a cru en mes possibilités pour la réalisation de ce projet de maîtrise. Merci de m'avoir pris sous ton aile, et de tous tes conseils avisés tout au long de ce projet. Merci à mon co-directeur, Benoît Plante, pour tout ton dynamisme et ta passion du domaine. Je remercie également toute l'équipe de professeurs de l'IRME-UQAT pour leur dévouement, leur disponibilité, et leurs capacités à nous transmettre toutes les connaissances requises dans notre parcours d'étudiant au second cycle.

Je tiens également à souligner la contribution de la Chaire industrielle CRSNG-UQAT sur la restauration des sites miniers au projet ainsi qu'aux laboratoires de l'URSTM de l'UQAT pour la mise à disposition des différents équipements et instruments nécessaires à la réalisation du projet.

Merci aussi à toute l'équipe de l'URSTM pour l'aide technique et professionnelle à la réalisation des essais et de la construction de la cellule expérimentale, en particulier Alain Perreault, Yvan Poirier, et Patrick Bernèche qui m'ont bien conseillée et épaulée sur le plan technique. Un gros merci également à Sylvette Akué Awoh, pour sa grande disponibilité, son sens de l'organisation hors du commun, sa qui la réalisation des projets n'aurait pas été possible.

Un remerciement tout spécial à Emma Charbonneau, pour ton amitié et tout le travail de laboratoire fait sur le paste rock. Ton aide a été très importante à la réalisation de ce projet. Au plaisir de se retrouver devant une bonne tarte au citron! À Alex Kalonji-Kabambi, pour ta disponibilité, et pour ton travail de recherche sur le site de la Mine LaRonde qui a été une des bases de mon projet. J'aimerais également souligner l'apport d'Anne-Marie Dagenais, pour tous les conseils en lien avec son expérience passée sur le paste rock. Au plaisir de collaborer ensemble sur plusieurs futurs projets.

Un remerciement particulier à Pascal Lavoie et Yanick Létourneau de Mines Agnico Eagle Ltée, partenaire industriel de ce projet. Merci de m'avoir soutenu dans cette étape importante de ma carrière, et pour avoir permis la réalisation des essais sur le site de la Mine LaRonde.

Enfin, merci à ma famille, qui malgré mon horaire chargé, m'a toujours supporté dans cette aventure!

RÉSUMÉ

La gestion responsable des rejets miniers, autant les stériles grossiers que les résidus fins de concentrateur, est une des préoccupations environnementales majeures de l'industrie minière, car ceux-ci sont habituellement entreposés dans des parcs à résidus et haldes à stériles et qui, selon la composition minéralogique des rejets, peuvent générer du drainage minier contaminé (acide ou neutre). Les éléments à considérer lors de la restauration de ces aires d'accumulation concernent principalement la stabilité chimique des rejets, la stabilité physique de l'ouvrage et la gestion des eaux de surface. L'instabilité chimique des résidus et des stériles conduit à la contamination des eaux de surface et souterraines par les infiltrations dans les eaux souterraines et les effluents miniers, qui peuvent affecter les écosystèmes environnants (Aubertin et al., 2002, Bussière et al., 2005). La valorisation de matériaux miniers, stériles et résidus, disponibles en grande quantité directement sur les sites est une des avenues qui présente de grands avantages, tant économique qu'environnemental, tout en visant une plus grande acceptabilité sociale en répondant aux objectifs de développement durable. C'est ainsi qu'un nouveau matériau, le paste rock fait l'objet de travaux de recherche depuis quelques années, est un mélange homogène de résidus et de stériles miniers, en cherchant à atteindre les propriétés hydrogéologiques des résidus fins et les propriétés géomécaniques des stériles (Wilson, 2008).

L'objectif général du projet consistait à évaluer l'applicabilité de la technique de mélange de stériles et de résidus, ou paste rock, avec ou sans ajout d'un amendement, comme matériaux dans un recouvrement. Les stériles et les résidus miniers testés provenaient de la mine LaRonde, propriété d'Agnico Eagle Mines Ltée (AEM), située en Abitibi-Témiscamingue (Qc), Canada. La particularité de ce projet est qu'il a utilisé, pour deux des essais en colonnes et la cellule expérimentale sur le terrain, des matériaux qui sont potentiellement générateurs de drainage minier acide (DMA) pour faire le mélange paste rock. L'utilisation de matériaux réactifs, qui ne sont habituellement pas utilisés dans les recouvrements en restauration minière, est un défi scientifique supplémentaire à ce projet. À la connaissance de l'auteure, aucune étude similaire n'avait été réalisée avec ce type des matériaux.

Cette étude pose une hypothèse principale, soit qu'un matériel acidogène et lixiviable (amendés ou non), dans une couche de faible perméabilité faite d'un mélange paste rock au sein d'un

recouvrement minier, pourrait limiter la génération de contaminants en raison de conditions hydrogéologiques favorables.

Il est important de rappeler que la présente étude est d'abord et avant tout prospective de l'utilisation de paste rock réactif comme matériau de recouvrement. Ainsi, l'objectif de l'étude n'est pas de comprendre en détail l'ensemble des phénomènes, mais plutôt d'utiliser plusieurs approches différentes, au laboratoire et sur le terrain, pour valider l'intérêt de l'approche proposée.

La caractérisation des matériaux de recouvrement a été réalisée sur les résidus et stériles miniers prélevés sur le site de la mine LaRonde (AEM).

Les objectifs spécifiques (OS) du projet peuvent être décrits de la façon suivante :

OS #1 : En raison de leurs caractéristiques qui sont très différentes, déterminer un ratio (stériles : résidus) optimal qui permettra d'atteindre les objectifs hydrogéologiques en termes de conductivité hydraulique saturée;

OS #2 : Caractériser les principales propriétés physiques, chimiques, minéralogiques et hydrogéologiques du mélange paste rock retenu, avec emphase sur les mélanges non amendés;

OS #3 : Évaluer en laboratoire, en grande colonne expérimentale, l'efficacité de recouvrements de type couverture à effet de barrière capillaire (CEBC) et bicouche faits entièrement de matériaux miniers réactifs pour limiter la génération de contaminants;

OS #4 : Évaluer l'efficacité de l'ajout d'un amendement calcaire au sein d'un mélange paste rock fait de matériaux réactifs à neutraliser la génération de contaminants;

OS #5 : Évaluer la performance d'une configuration de recouvrement composé de paste rock dans une cellule expérimentale construite sur le site de la mine LaRonde.

OS #6 : Comparer les résultats obtenus au laboratoire avec ceux de la cellule de terrain.

Les résultats du suivi en laboratoire des quatre colonnes expérimentales ont démontré qu'un recouvrement de paste rock, dans une configuration de CEBC amendée en calcaire, a été efficace pour limiter la génération de contaminants (pH, alcalinité, métaux) et la diffusion de l'oxygène, mais pas pour atteindre une qualité d'eau qui respecte les exigences réglementaires. Les flux d'oxygène mesuré dans les colonnes avec recouvrement de paste rock ont varié entre 30 et 80 mole/m²/an, tandis que des études antérieures ont démontré que les résidus de LaRonde ont une

réactivité qui a varié entre 365-1500 mole/m²/an. L'incertitude sur les mesures de flux d'oxygène dans l'intervalle de 1-100 mole/m²/an étant évalué à 10 mole/m²/an, nous pouvons affirmer que le recouvrement de paste rock a limité la réactivité du résidus sous-jacents. Pour le comportement hydrogéologique, les colonnes C1 et C2, de configuration CEBC, ont mieux performé que les colonnes bicouches en raison du bris capillaire qui permet de maintenir d'eau dans toute l'épaisseur de la couche de paste rock. Le suivi géochimique a démontré l'effet bénéfique de l'ajout d'un amendement en calcaire afin de neutraliser la génération de contaminants. Cependant, les résultats du suivi des colonnes ont démontré une perte d'alcalinité et une hausse des teneurs en métaux, liés à une perte de l'efficacité du calcaire après une période de 325 jours.

Afin de vérifier la performance de la cellule expérimentale construite avec un recouvrement de paste rock (CR-4) sur le site de la mine LaRonde, qui représente une configuration bicouche amendée, les résultats du suivi ont été comparés à la cellule témoin en résidus. Lorsque comparés, les résultats obtenus démontrent qu'il y ait eu significativement moins d'oxydation dans les résidus sous-jacents au recouvrement de la cellule CR-4 que dans la cellule témoin, avec un pH maintenu plus élevé, et des teneurs en métaux et sulfates plus faibles, et ce même si les normes réglementaires ne sont pas toujours atteintes. Le calcul de l'efficacité de la cellule CR-4 à réduire la charge en certains métaux (Cu, Fe, Ni, Pb, Zn) comparativement à la cellule témoin s'établit entre 75-98,7 % (Kalonji-Kabambi et Bussière 2017, 2018). Cette comparaison des résultats a clairement démontré la capacité d'un recouvrement en paste rock à limiter la génération de contaminants dans l'environnement.

ABSTRACT

The mining industry faces increasing challenges related to mine site reclamation with increasing impacted footprints and the large quantity of materials required to put covers in place. The research presented here is complementary to other technical pre-reclamation studies to evaluate the application of paste rock, a mixture of waste rock and mill tailings material, available at the LaRonde mine (Agnico Eagle mines Ltd) in Abitibi (Qc), Canada, with or without a limestone amendment and/or compaction. The work from Wickland (2006) and Wilson (2008), showed the combination of tailings and waste rock material to create a homogeneous mixture that has the appropriate hydrogeological properties is attractive because it offers significant environmental advantages. The new mixture possesses both the geotechnical characteristics of waste rock, and the hydrologic characteristics of mill tailings. Previous field test measurements by Wilson (2008) have shown that the infiltration rates and drainage are reduced when the mixture is used to build cover systems.

This present study for the use of paste rock relies on results from laboratory material characterization, eighteen months monitoring of laboratory column tests, and the construction and monitoring of a field test cell at the LaRonde mine in 2015. More specifically, results of permeability tests, oxygen consumption tests, columns hydrogeological behaviour (suction and water saturation profiles), and water quality are presented in this study. The particularity of the project is the use of sulfide, reactive, material in two of the laboratory columns and the field test cell. Potentially acid generating material is not usually used to build covers in mine reclamation, thus adding an additional challenge to this study. To the author's knowledge this has not been presented in previous studies.

The principal hypothesis of this study is that a potentially acid generating material, amended or not, when in a low permeability cover system, could reach optimal hydrogeological conditions and limit the release of contaminants to the environment.

It is important to note that this is a prospective study on the use of paste rock in a cover system for mine reclamation. Therefore, the objective is not to understand in detail all the phenomena involved, but to use different approaches, in the lab and the field, to validate the interest of the proposed approach.

The different specific objectives (SO) of the study are as follows:

SO#1: Due to their different characteristics, to determine the optimal paste rock ratio (waste rock: tailings) to reach the required hydrogeological properties in terms of saturated hydraulic conductivity;

SO#2: To characterize the main physical, chemical, mineralogical, and hydrogeological properties of the chosen paste rock, with emphasis on the non-amended mixture;

SO#3: To evaluate, by using laboratory columns, the effectiveness of covers with capillary barrier effect (CCEB) and bylayer made of reactive mine materials to limit contaminant release to the environment;

SO#4: To assess the effectiveness of adding a limestone amendment to the reactive paste rock to neutralize acidity, and thus limit the release of contaminants;

SO#5: To assess the performance of a bylayer paste rock cover in an experimental cell built at the LaRonde mine;

SO#6: To compare the results obtained in the laboratory to those of the experimental cell.

Results of the hydrogeological monitoring of the laboratory columns demonstrated that the paste rock cover, more specifically in limestone amended CCBE configuration, was successful in maintaining an adequate volumetric water content (VWC) and suction to limit the migration of oxygen in the cover. The geochemical monitoring showed, however, that the beneficial effect of the limestone amendment to maintain a neutral pH and sufficient alkalinity to prevent acid mine drainage is only present for a certain period. The results show depletion of alkalinity and a rise in the metal leaching after the depletion (after 325 days).

To further interpret the results obtained from the in-lab columns, results from the columns were compared to three seasons of results from a field experimental test cell. More specifically, a field experimental cell with a paste rock cover was constructed at the LaRonde mine in the fall of 2015 with a design based on previous work. The cell had the shape of a reverse truncated pyramid and was insulated from the hydrogeological system via a geomembrane. A drain was installed at the centre of the 1 m² bottom of the cell was deployed horizontally to emerge outside the cell. The outlet of the drain connected to a flowmeter allows monitoring water volume and quality. Volumetric water content (VWC) sensors and suction sensors were positioned in the different

layers of material and connected to a data logger. A pore gas sampler connected to oxygen sensors in the different layers will allow measurement of vertical oxygen concentration profiles.

The comparison of results from the experimental cell constructed with a paste rock cover to a witness cell constructed from tailings alone, showed the paste rock's capacity to limit ARD and contaminant release to the environment by reducing the oxidation of the underlying reactive tailings. The results showed the cell with a paste rock cover (CR-4) maintained a higher pH, lower metals and sulfate concentrations, even if the effluent was not always in compliance to regulation. The effectiveness of the paste rock cover to reduce the charge in certain metals (Cu, Fe, Ni, Pb, Zn) was calculated to be between 75-78 % (Kalonji-Kabambi et Bussière 2017, 2018).

TABLE DES MATIÈRES

DÉDICACE.....	III
REMERCIEMENTS	IV
RÉSUMÉ.....	V
ABSTRACT	VIII
TABLE DES MATIÈRES	XI
LISTE DES TABLEAUX.....	XVI
LISTE DES FIGURES	XVIII
LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS	XXIII
LISTE DES ANNEXES	XXVII
CHAPITRE 1 INTRODUCTION.....	1
1.1 Drainage minier acide	1
1.1.1 Minéraux neutralisants	4
1.2 Méthodes de restauration	5
1.2.1 Les barrières à l'eau	5
1.3 Matériaux utilisés dans les recouvrements miniers.....	8
1.3.1 Matériaux naturels.....	8
1.3.2 Matériaux miniers	9
1.3.3 Avantages et désavantages des deux types de matériaux de recouvrement.....	10
1.4 Contexte et objectifs du projet de recherche	12
1.5 Organisation du mémoire et contribution scientifique.....	14
CHAPITRE 2 REVUE DE LA LITTÉRATURE.....	16
2.1 Les approches de co-disposition des rejets miniers	16
2.2 Les propriétés de bases des composantes du paste rock	20

2.2.1	Propriétés des résidus de concentrateurs.....	20
2.2.2	Propriétés des stériles.....	21
2.2.3	Le mélange de stériles et de résidus de concentrateur.....	23
2.2.4	Influence de la nature binaire du paste rock sur ces propriétés.....	24
2.3	Optimisation des mélanges.....	26
2.4	Les études de cas.....	27
2.4.1	Essais en méso-colonnes.....	27
2.4.2	Essais en lysimètres in situ (INCO).....	28
2.5	Sommaire des propriétés des mélanges de type paste rock.....	32
2.6	Méthodes de mise en place utilisées.....	34
2.7	L'ajout de calcaire pour le contrôle à long terme du drainage minier acide (DMA).....	37
2.8	Les besoins en recherche.....	38
CHAPITRE 3 MÉTHODOLOGIE DE L'ÉTUDE ET RÉSULTATS DE CARACTÉRISATION DES MATÉRIAUX.....		40
3.1	Origine, échantillonnage et préparation des échantillons de roches stériles et de résidus miniers.....	40
3.2	Méthode de caractérisation des matériaux.....	41
3.2.1	Courbe granulométrique.....	41
3.2.2	Densité relative des grains (D_r).....	43
3.2.3	Essais de compactage Proctor.....	45
3.2.4	Analyses par ICP-AES et par diffraction des Rayon-X (DRX).....	45
3.2.5	Évaluation des pourcentages du soufre et du carbone.....	46
3.2.6	Détermination de la conductivité hydraulique saturée (k_{sat}).....	47
3.2.7	Courbe de rétention d'eau (CRE).....	52
3.3	Résultats de la caractérisation des matériaux.....	54

3.3.1	Analyse granulométrique	55
3.3.2	Densité relative.....	57
3.3.3	Essais de compactage Proctor	58
3.3.4	Caractéristiques physiques de l’amendement en calcaire	59
3.3.5	Résultats de la caractérisation chimique et minéralogique	60
3.3.6	Mesures de la conductivité hydraulique saturée	63
3.3.7	Courbes de rétention d’eau.....	66
3.4	Montage des grandes colonnes expérimentales	68
3.4.1	Choix du ratio optimal pour le mélange de paste rock.....	69
3.4.2	Ajout d’un amendement neutralisant	69
3.4.3	Structure des colonnes.....	70
3.4.4	Instrumentation des colonnes	71
3.4.5	Essais de mouillage – drainage	74
3.4.6	Évaluation du flux d’oxygène	75
3.4.7	Démantèlement des colonnes	77
3.5	Construction de la cellule expérimentale de terrain	80
3.5.1	Planification	80
3.5.2	Fabrication du paste rock	82
3.5.3	Construction	83
3.5.4	Instrumentation.....	88
CHAPITRE 4 ARTICLE 1: EVALUATION OF THE USE OF PASTE ROCK AS COVER MATERIAL IN MINE RECLAMATION.....		90
4.1	Abstract	90
4.2	Introduction	91
4.3	Materials and Methods	92

4.3.1	Materials preparation.....	92
4.3.2	Materials Characterization	93
4.3.3	In-Lab Column Construction and Instrumentation	94
4.4	Results	95
4.4.1	Materials characteristics	95
4.4.2	Hydrogeological Results	97
4.4.3	Oxygen flux results	99
4.4.4	Geochemical Results	100
4.5	Conclusion and Upcoming Work.....	102
4.6	Acknowledgements	103
CHAPITRE 5 DISCUSSION GÉNÉRALE		104
5.1	Résultats complémentaires des essais en colonnes	104
5.1.1	Résultats de la colonne témoin faite de résidus LaRonde.....	105
5.2	Résultats géochimiques lors du démantèlement des colonnes	110
5.3	Résultats du suivi de la cellule expérimentale avec paste rock.....	117
5.3.1	Paramètres et fréquence de suivi.....	117
5.3.2	Résultats des analyses physico-chimiques (ICP-AES)	118
5.3.3	Évaluation de l'efficacité	124
5.3.4	Résultats du suivi de la teneur en eau volumique et de la succion.....	125
5.4	Comparaison des résultats des essais en laboratoire sur la colonne 3 versus ceux du suivi de la cellule expérimentale CR-4	127
5.4.1	Comparaison des profils hydrogéologiques	128
5.4.2	Comparaison du comportement géochimique.....	131
5.4.3	Discussion sur les écarts observés entre les résultats des essais sur la colonne 3 versus ceux de la cellule expérimentale CR-4.....	134

CHAPITRE 6	CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS.....	136
6.1	Conclusions.....	136
6.1.1	Rappel du contexte de la recherche et sommaire des résultats	136
6.1.2	Conclusions en lien avec les objectifs spécifiques de l'étude (OS)	141
6.2	Recommandations	143
RÉFÉRENCES.....		145
ANNEXES		155

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1-1 : Principaux avantages et désavantages des deux types de matériaux de recouvrement (inspiré de Aubertin et al., 1995; Bussière et al., 2004; Bussière, 2007; Kalonji-Kabambi, 2014; Larochelle et al., 2019).....	11
Tableau 2-1 : Principaux avantages, bénéfiques, désavantages et incertitudes de la co-disposition des résidus et stériles. Inspiré de Charbonneau (2018) et Bussiere (2007).	18
Tableau 2-2 : Principales propriétés physiques et hydrogéologiques des résidus de concentrateurs (valeurs extraites de Bussière, 2007).....	21
Tableau 2-3 : Principales propriétés physiques et hydrogéologiques des stériles miniers (Kalonji-Kabambi et al. 2017)	22
Tableau 2-4 : Sommaire des propriétés des mélanges de type paste rock (Laboratoire et terrain). Tiré de Charbonneau et al., (2018).....	33
Tableau 2-4 : Sommaire des propriétés des mélanges de type paste rock (Laboratoire et terrain). Tiré de Charbonneau et al., (2018) -suite.....	34
Tableau 2-5 : Taux d'oxydation des essais de mélange d'amendements calcaires (Andrina, 2009)	38
Tableau 3-1 : Paramètres granulométriques des matériaux à l'étude.....	56
Tableau 3-2 : Densités relatives (D_r) des différents matériaux	58
Tableau 3-3 : Caractéristiques physiques du calcaire (Elghali, 2018)	59
Tableau 3-4 : Résultats de l'analyse géochimique par ICP-AES.....	61
Tableau 3-5 : Résultats des analyses à la fournaise à induction.....	62
Tableau 3-6 : Potentiel de génération d'acide des matériaux étudiés	63
Tableau 3-7 : Valeurs de k_{sat} obtenues par approche expérimentale et méthodes prédictives	64
Tableau 3-8 : Résultats des essais de perméabilité sur le paste rock k_{sat}	65
Tableau 3-9 : Types des matériaux et épaisseurs des couches dans les colonnes.....	70
Tableau 3-10 : Récapitulatif des mesures effectuées lors des essais en colonne	77

Tableau 3-11 : Configuration choisie, épaisseurs du recouvrement et instrumentation (Awoh et Bussière 2015).....	82
Table 4-1: Parametric settings for the laboratory experimental columns	94
Table 4-2: Basic and hydraulic properties of materials used in experimental columns.....	96
Tableau 5-1 : Principaux résultats de la colonne témoin en résidus LaRonde (Kalonji-Kabambi, 2014) pour les principaux éléments visés par le REMMMD (ECCC 2019) et la Dir 019 (MELCC 2012)	105
Tableau 5-2 : Résultats des analyses minéralogiques (DRX)	113
Tableau 5-3 : Comparaison des résultats des analyses à la fournaise à induction (LECO)	114
Tableau 5-4 : Potentiel de génération d'acide estimé à partir du % soufre et du % du carbone ..	115
Tableau 5-5 : Détermination du soufre sous forme de sulfures	116
Tableau 5-6 : Tableau récapitulatif des suivis effectués sur les cellules CRT-1 et CR	117
Tableau 5-7 : Résultats de la cellule CR-4 pour les principaux éléments visés par le REMMMD (ECCC 2019) et la Dir 019 (MELCC 2012)	119
Tableau 5-8 : Résultats de la cellule CRT-1 pour les principaux éléments visés par le REMMMD (ECCC 2019) et la Dir 019 (MELCC 2012)	120
Tableau 5-9 : Tableau synthèse de la configuration de la colonne C3 et de la cellule CR-4.....	127
Tableau 5-10 : Tableau synthèse des données hydrogéologiques, θ_w et ψ , pour la colonne 3 et la cellule CR-4.....	128

LISTE DES FIGURES

Figure 1-1 : Drainage minier acide, Site Manitou avant restauration (MERN).....	2
Figure 1-2 : Configuration typique d'une CEBC utilisée pour limiter la diffusion de l'oxygène (Aubertin et al., 1995).....	7
Figure 1-3 : Flottation des sulfures (COREM).....	7
Figure 1-4 : Résidus miniers (rejets de concentrateur)	9
Figure 1-5 : Stériles miniers de la mine Penasquito (Newmont Goldcorp 2018).....	10
Figure 2-1 : Classification des sols selon le Revised Soil Classification System (Junghee et al., 2017).....	25
Figure 2-2 : Méso-colonnes à la mine Porgera (Wickland, 2006)	27
Figure 2-3 : Profils de la variation de la pression interstitielle selon les colonnes (kPa) (Wickland et Wilson, 2005)	28
Figure 2-4 : Profil granulométrique des matériaux ayant servi aux lysimètres d'INCO (Wilson, 2006).....	29
Figure 2-5 : Séquence de construction des lysimètres d'INCO (Wilson et al., 2010)	30
Figure 2-6 : Profil de saturation de la cellule témoin non recouverte de mélange « co-mix » (Wilson et al, 2006).....	31
Figure 2-7: Profil de saturation de la cellule avec recouvrement L2 (Wilson et al., 2006)	32
Figure 2-8: Mise en place avec un mélange homogène de résidus et de stériles (Leduc et Smith, 2003).....	35
Figure 3-1 : À gauche, les stériles et à droite les résidus miniers de la mine LaRonde.....	41
Figure 3-2 : Granulomètre au laser (à gauche) et granulomètre électrique (à droite).....	42
Figure 3-3 : Filtre-presse (à gauche) et diviseur de particules (à droite)	43
Figure 3-4 : Pycnomètre à l'hélium AccuPyc 1330 Micrometrics.....	44
Figure 3-5 : Schéma du bassin d'immersion pour déterminer le D_r de particules grossières	45
Figure 3-6 : Four à induction de type LECO	47

Figure 3-7 a et b : Photo du perméamètre standard et schéma du protocole pour la réalisation d'un essai de perméabilité à charge variable	48
Figure 3-8 : Photo de la colonne de perméabilité et schéma du protocole pour la réalisation d'un essai de perméabilité à charge constante.....	51
Figure 3-9 : Essai de perméabilité pour le paste rock	52
Figure 3-10 : Essais de rétention d'eau en cellule Tempe.....	53
Figure 3-11 : Courbes granulométriques des résidus LaRonde	55
Figure 3-12 : Courbe granulométrique du stérile LaRonde	55
Figure 3-13 : Courbe granulométrique des trois échantillons de paste rock.....	56
Figure 3-14 : Courbe de l'essai Proctor pour les résidus LaRonde.....	58
Figure 3-15 : Courbe de l'essai Proctor pour les stériles LaRonde.....	59
Figure 3-16: Données de la DRX sur les résidus LaRonde.....	60
Figure 3-17: Données de la DRX sur les stériles concassés LaRonde.....	60
Figure 3-18 : Création de chemins préférentiels dans le paste rock.....	65
Figure 3-19 : Courbe de rétention d'eau des résidus LaRonde	66
Figure 3-20 : Courbe de rétention d'eau (valeurs mesurées et prédites par la méthode MKs) tel que présenté par Kalonji-Kabambi (2014).....	68
Figure 3-21 : Montage des colonnes au laboratoire (URSTM).....	71
Figure 3-22 : Schéma de montage et d'instrumentation des colonnes (configuration CEBC colonne 1 et 2 à gauche, et configuration bicouche colonne 3 et 4 à droite)	72
Figure 3-23 : Sonde GS-3 de Decagon pour mesurer la teneur en eau volumique	73
Figure 3-24 : Datalogger Em50 de Decagon Devices.....	73
Figure 3-25 : Senseur Watermark	74
Figure 3-26 : Colonne C2 lors du démantèlement	78
Figure 3-27 : Coupe des tranches de la colonne C2	79

Figure 3-28 : Tranches et surfaces oxydées de la colonne C2	79
Figure 3-29 : Schéma typique d'une cellule expérimentale comme celle construite pour cette étude (Awoh et Bussière 2015).....	81
Figure 3-30 : Préparation du mélange du paste rock à la mine LaRonde	82
Figure 3-31 : Test de cohésion « terrain » pour le paste rock	83
Figure 3-32 : Mise en forme presque finale de la cellule CR-4	84
Figure 3-33 : Mise en place de la couche de sable dans la cellule CR-4	84
Figure 3-34 : Mise en place des géomembranes dans cellules CR-2, CR-3, CR-4 (la plus près)..	85
Figure 3-35 : Composantes du drain crépiné	85
Figure 3-36 : Mise en place de la couche de sable de protection.....	86
Figure 3-37 : Support à sondes.....	86
Figure 3-38 : Mise en place du paste rock dans la cellule CR-4.....	87
Figure 3-39 : Compaction du paste rock dans la cellule CR-4.....	87
Figure 3-40 : Vue sur les cellules finalisées (CRT-1 au premier plan, suivi de CR-4 (paste rock), et CR-2, la CR-3 est plus basse au fond).....	88
Figure 4-1: Experimental laboratory columns	95
Figure 4-2: Water retention curve measured vs predicted for LaRonde tailings	97
Figure 4-3: Volumetric water content and suction measured for column 1	98
Figure 4-4 : Volumetric water content and suction measured for column 2.....	98
Figure 4-5: Volumetric water content and suction measured for column 3.....	98
Figure 4-6 : Volumetric water content and suction measured for column 4.....	98
Figure 4-7 : Oxygen flux measured in the different columns	100
Figure 4-8 : Results for pH and alkalinity measured from the leachate of the four laboratory columns	101
Figure 4-9 : Conductivity measurements from the leachate of the four columns	101

Figure 4-10 : Results for nickel and zinc from the leachate of the four columns	102
Figure 5-1 : Évolution du pH dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus.....	106
Figure 5-2 : Évolution de la conductivité électrique (a) et de l'alcalinité (b) dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus	107
Figure 5-3 : Évolution de la teneur en fer dans les colonnes avec paste rock versus la colonne témoin en résidus.....	108
Figure 5-4 : Évolution des teneurs en nickel (a) et en zinc (b) dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus	109
Figure 5-5 : Évolution des teneurs en soufre total dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus.....	110
Figure 5-6 : Teneur en Fe (mg/kg) à travers les différentes couches de paste rock et de résidus des colonnes avant et après démantèlement	111
Figure 5-7 : Teneur en Zn (mg/kg) à travers les différentes couches de paste rock et de résidus des colonnes avant et après démantèlement	111
Figure 5-8 : Évolution du pH dans les cellules CRT-1 et CR-4.....	121
Figure 5-9 : Évolution de l'alcalinité et de la conductivité dans les cellules CRT-1 et CR-4	122
Figure 5-10 : Évolution de la teneur en fer dans les cellules CRT-1 et CR-4.....	122
Figure 5-11 : Évolution des teneurs en nickel (a) et en zinc (b) dans les cellules CRT-1 et CR-4	123
Figure 5-12 : Évolution des teneurs en sulfates dans les cellules CRT-1 et CR-4.....	124
Figure 5-13 : Évolution de l'efficacité (%) pour 2017 et 2018 de la cellule CR-4 versus la cellule témoin, CRT-1 (Kalonji-Kabambi et Bussière., 2017 et 2018)	125
Figure 5-14 : Évolution des teneurs en eau volumique (θ_w) dans la cellule CR-4 entre 2017 et 2019	126
Figure 5-15 : Évolution de la succion (ψ) dans la cellule CR-4 entre 2017 et 2019.....	126

Figure 5-16 : Évolution des teneurs en eau volumique (θ_w) dans la colonne 3 (laboratoire) et la cellule expérimentale CR-4.....	129
Figure 5-17 : Évolution de la succion (ψ) dans la colonne 3 (laboratoire) et la cellule expérimentale CR-4	130
Figure 5-18 : Comparaison de l'évolution du pH dans la colonne 3 et dans la cellule CR-4	131
Figure 5-19 : Comparaison de l'évolution de la teneur en fer de la colonne 3 et de la cellule CR-4	132
Figure 5-20 : Évolution des teneurs en nickel (a), et en zinc (b) dans la colonne 3 et dans la cellule CR-4	133
Figure 5-21 : Comparaison de l'évolution des teneurs en soufre total dans la colonne 3 et dans la cellule CR-4.....	133

LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS

ABA	Acid-base accounting
ARD	Acid rock drainage
AEM	Agnico Eagle Mines
AEV	Air entry value ou pression d'entrée d'air
ASTM	American Society for Testing Materials
C_c	Coefficient de courbure [-]
CCBE	Cover with capillary barrier effect
CEBC	Couverture avec effets de barrière capillaire
CEAEQ	Centre d'expertise en analyse expérimentale du Québec
C_o	Concentration d'oxygène dans l'air [-]
C_p	Teneur massique en pyrite [-]
CRE	Courbe de rétention d'eau
C_U	Coefficient d'uniformité [-]
D019	Directive sur l'industrie minière (MELCC)
D_{10}	Diamètre des particules correspondant à 10% passants sur la courbe granulométrique [L]
D_{30}	Diamètre des particules correspondant à 30% passants sur la courbe granulométrique [L]
D_{50}	Diamètre des particules correspondant à 50% passants sur la courbe granulométrique [L]
D_{60}	Diamètre des particules correspondant à 60% passants sur la courbe granulométrique [L]
D^*	Coefficient de diffusion apparent de l'oxygène [M2T-1]
D_{Oa}	Coefficient de diffusion de l'oxygène dans l'air [L2T-1]
D_e	Coefficient de diffusion effective de l'oxygène [L2T-1]
D_{0w}	Coefficient de diffusion de l'oxygène dans l'eau [L2T-1]
DMA	Drainage minier acide

DNC	Drainage neutre contaminé
DRX	Diffraction de rayon X
e	Indice des vides [-]
F	Teneur en particules fines dans le mélange (% rejet concentrateur)
g	Accélération gravitationnelle [L2T-1]
H	Constante de Henry [-]
h	Charge hydraulique [L]
HDPE	High density Polyethylene
ICP-AES	Inductively Coupled Plasma Atomic Emission Spectroscopy
IRME	Institut de Recherche en Mines et Environnement
K'	Réactivité intrinsèque de la pyrite avec l'oxygène [T-1]
KC	Kozeny-Carman
KCM	Kozeny-Carman modifié
MK	Modèle de Kovács modifié
kPa	kiloPascal
K_r	Coefficient effectif du taux de réaction de l'oxygène [T-1]
K_r^*	Coefficient apparent du taux de réaction de l'oxygène [T-1]
K_{rel}	Perméabilité relative [LT-1]
K_{sat}	Conductivité hydraulique saturée [cm/s]
L	Épaisseur de la couche [L]
MELCC	Ministère de l'Environnement et de la Lutte aux changements climatiques
MERN	Ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles
MPa	megapascal
n	Porosité [-]
NAG	Net Acid Generation

NP	Neutralisation Potential
O ₂	Oxygène [-]
PA	Potentiel d'acidité
Pc	Propriété du matériau grossier
Pf	Propriété du matériau fin
PGA	Potentiel de génération d'acide
PN	Potentiel de neutralisation
PNN	Potentiel net de neutralisation
PEHD	Polyethylene haute densité
R	Constante universelle des gaz [-]
REMMMD (ECCC 2019)	Règlement sur les effluents de mines de métaux et de mines de diamants (Fédéral)
R _m	Paramètre index de mixité du mélange (si mélange parfait R _m =1)
Sr	Degré de saturation [-]
T	Température (degré celcius)
t	Temps [T]
TEV	Teneur en eau volumique
UQAT	Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue
URSTM	Unité de recherche et de service en technologie minérale
VG	van Genuchten
VWC	Volumetric water content
XRF	Fluorescence aux rayons X
γ	Poids volumique [ML-3]
γ _s	Poids volumique des grains solides [ML-3]
γ _w	Poids volumique de l'eau [ML-3]

θ_a	Teneur en air volumique [L3L-3]
θ_{eq}	Teneur en air équivalente [L3L-3]
θ_r	Teneur en eau résiduelle [L3L-3]
θ_s	Teneur en eau saturée [L3L-3]
θ_w	Teneur en eau volumique [L3L-3]
ρ_w	Densité de l'eau [ML-3]
ρ_s	Masse volumique moyenne des grains solides [ML-3]
ψ	Succion matricielle [ML-1T-2]

LISTE DES ANNEXES

Annexe A Résultats des essais au pycnomètre à l'hélium pour la densité relative des grains.....	155
Annexe B Résultats des essais proctor	156
Annexe C calculs des potentiels neutralisants et acidifiants	158
Annexe D Feuilles de calculs des essais de perméabilité.....	159
Annexe E Feuilles de calculs pour l'essai de courbe de rétention d'eau	164
Annexe F Calibration des sondes GS3	167
Annexe G Compilation des analyses ICP-AES pour les éléments majeurs lors des rinçages	168
Annexe H Compilation des analyses ICP-AES pour les éléments majeurs lors du démantèlement	171
Annexe I analyses carbone et soufre post démantèlement (à la fournaise à induction LECO) .	172
Annexe J analyses des sulfates post démantèlement.....	173

CHAPITRE 1 INTRODUCTION

L'exploitation des ressources minérales et le traitement minéralurgique et métallurgique des minerais dans plusieurs pays, dont le Canada, produisent une grande quantité de rejets solides tels que les roches stériles, les rejets de concentrateur (ou résidus miniers) et les boues de traitement des effluents miniers (Aubertin et al., 2002). Les stériles miniers et les rejets de concentrateur sont les principaux rejets produits et sont souvent entreposés en surface, respectivement dans des haldes à stériles et des parcs à résidus, ou encore retournés sous terre sous forme de remblais afin de remplir les cavités de chantiers exploités.

L'industrie minière fait face à des défis de plus en plus importants en restauration de ces sites, particulièrement en raison des grandes superficies impactées et des quantités de matériaux requis pour la mise en place de recouvrements afin de limiter la génération contaminants (Aubertin et al., 2015).

1.1 Drainage minier acide

Lors de leur dépôt en surface, les rejets miniers qui contiennent de minéraux sulfureux (pyrite, pyrrhotite, chalcopryrite, etc.) subissent une oxydation au contact de l'eau et de l'oxygène atmosphérique. Dans la plupart des cas, cette oxydation entraîne le développement du phénomène de drainage minier acide (DMA), aussi appelé drainage rocheux acide (DRA). Le DMA résulte de la circulation de l'eau de surface et souterraine à travers les infrastructures et aires d'accumulation minières, autant dans les parcs à résidus, les haldes à stériles, que les galeries souterraines (Aubertin et al., 2002, Bussière et al., 2005).

Le DMA est un phénomène d'acidification qui facilite la mobilisation par solubilisation de métaux lourds (ces derniers sont davantage solubles à pH acide qu'à pH neutre). Les eaux résultant du drainage minier acide sont caractérisées par un pH faible, une conductivité électrique élevée, et des concentrations élevées en métaux lourds et en sulfates (e.g. Kleinmann et al., 1981; Jambor, 1994; Nordstrom, 2000).

Les principales sources de DMA sur un site minier sont les haldes à stériles, les haldes à minerais, les parcs à résidus (rejets d'usinage), les parois exposées de mines à ciel ouvert, et les ouvertures souterraines tels les galeries et les chantiers (Morin et Hutt, 2001). Cependant, le DMA ne s'observe pas que dans les mines; dans les sources secondaires de DMA se retrouvent les parois

rocheuses fraîches de roche contenant des sulfures, et des structures construites à partir de matériaux pouvant être générateurs d'acide (Lawrence and Scheske, 1997).

La pyrite (FeS_2) et la pyrrhotite (FeS) présentes dans les résidus miniers sont les minéraux sulfurés métalliques les plus fréquemment à l'origine du DMA, et leurs réactions chimiques conduisant à l'acidification sont complexes (Keith and Vaughan, 2000). La Figure 1-1 ci-dessous montre un site minier orphelin, qui avant sa restauration, était lourdement affecté par le drainage minier acide.

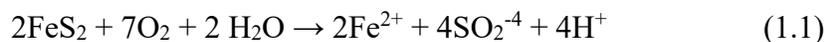


Figure 1-1 : Drainage minier acide, Site Manitou avant restauration (MERN)

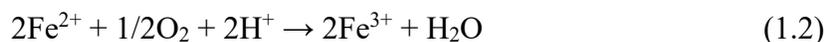
À titre d'exemple, cette section présente la réaction d'oxydation de la pyrite qui est le minéral sulfuré le plus abondant de la plupart des minerais aurifères et de métaux de bases exploités (Nicholson and Scharer, 1994; Gray et al., 1996). Il y a trois types d'oxydation de la pyrite : l'oxydation directe (par l'oxygène seulement), l'oxydation indirecte (par le fer ferrique) et l'oxydation bactérienne. Cependant, la contribution exacte de chacune n'est pas bien connue et définie (Plante, 2012). La cinétique des réactions de l'oxydation des sulfures peut également varier grandement, car elle est influencée par plusieurs facteurs, tels que la configuration des particules sulfureuses, la surface exposée, les conditions de l'oxydation (biotique contre abiotique), l'humidité, la température, la structure cristalline, les impuretés, la présence d'inclusions, et la présence d'autres cations en solution (Jambor, 1994; Pratt et al., 1994; Nicholson and Scharer, 1994; Aubertin et al., 2002; Belzile et al., 2004; Elberling, 2005; Lehner et al., 2007).

L'oxydation de la pyrite peut être résumée comme suit (Nicholson, 1994) :

L'oxydation directe : durant cette première étape, à pH supérieur à 4,5, la pyrite est principalement oxydée par l'oxygène (Éq. 1.1). Il y a formation de fer ferreux, d'énergie et d'ions H^+ entraînant une diminution lente du pH et une augmentation de l'acidité (Kleinmann et al., 1981).



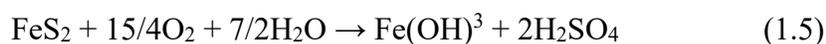
Lors de cette étape, les minéraux neutralisants primaires, principalement les carbonates, contribuent à maintenir un pH près de la neutralité. À ces étapes de formation du DMA, qui ont lieu généralement à $\text{pH} > 3$, le fer ferrique provient de l'oxydation du fer ferreux (Éq. 1.2) précipite sous forme d'hydroxyde (Éq. 1.3), libérant ainsi davantage d'acidité dans le milieu.



L'oxydation indirecte : une fois le pH inférieur à environ 3, le fer ferrique reste en solution et participe à l'oxydation indirecte de la pyrite (Éq. 1.4). Il ne reste alors que des minéraux primaires et secondaires très peu réactifs (ou inertes) qui résultent en une baisse du pH. À ce point, le fer ferrique ne précipite plus, et ce dernier peut alors oxyder directement la pyrite, ce qui contribue à générer davantage d'acidité et provoquer une baisse du pH de plus en plus rapide. À titre d'exemple, à un pH 3, l'oxydation de la pyrite par le fer ferrique est de 10 à 100 fois plus rapide que la réaction d'oxydation directe (Ferguson et al., 1988)



La réaction globale de l'oxydation de la pyrite peut s'écrire comme suit (Éq. 1.5) :

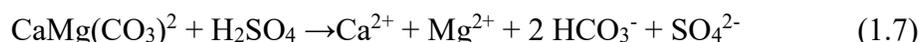


L'oxydation bactérienne : L'oxydation de la pyrite (oxydation directe et indirecte) peut aussi être catalysée par les bactéries (Blowes et al., 2003). On retrouve de nombreuses bactéries sur les sites miniers, tant neutrophiles qu'acidophiles, notamment la bactérie *Thiobacillus ferrooxidans*, qui est la plus souvent rencontrée dans la formation de DMA (Blowes et al., 1994). Cette bactérie est

autotrophe et ne peut évoluer que dans un pH acide. L'action bactérienne favorise la production d'acidité en catalysant la réaction du fer ferreux en fer ferrique (Éq. 1.2).

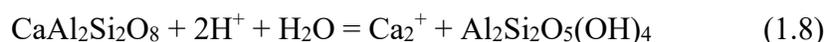
1.1.1 Minéraux neutralisants

Les minéraux neutralisants jouent un rôle important au niveau de la qualité du DMA, car leur présence dans les rejets miniers sert à contrer la génération d'acidité. Cette capacité neutralisante, appelée aussi pouvoir tampon, constitue un moyen d'atténuation naturelle de la génération du DMA. Les deux grandes familles de minéraux neutralisants rencontrées sont les carbonates et les silicates. Les carbonates, principalement la calcite (CaCO_3) et la dolomite ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$) sont reconnus comme les minéraux neutralisants les plus réactifs (Lawrence et Scheske, 1997; Bussière et al., 2005), et agissent pour neutraliser l'acidité, sous forme d'acide sulfurique (H_2SO_4), selon les deux équations (Éq. 1.6 et 1.7) ci-dessous. Leur présence permet de maintenir un pH autour ou au-dessus de 5,5 sur certains sites (Blowes et al., 2003).

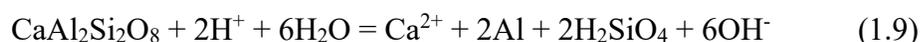


Autres que le quartz qui est considéré comme géochimiquement inerte (Lawrence et Scheske, 1997), les silicates (chlorite, micas, plagioclases, amphiboles et tourmalines) ont un impact sur la qualité de l'eau proportionnelle à l'acidification de celle-ci. Le plus souvent, les silicates ont un type de dissolution dit incongruent, qui implique qu'ils se dissolvent et forment, à partir des produits de la réaction, une autre forme stable (Plante, 2010).

À titre d'exemple, l'anorthite qui est un silicate très soluble (Éq. 1.8) (Sherlock et al., 1995) :



On retrouve également une forme de dissolution dite congruente, c'est-à-dire où le silicate se dissout complètement en composants solubles (Éq. 1.9) :



Les réactions d'acidification et de neutralisation vont affecter la qualité de l'eau, mais peuvent aussi engendrer la précipitation de minéraux secondaires tels les sulfates, les carbonates, les oxydes, les hydroxydes, les oxyhydroxydes, les phosphates et les arsénates (Nordstrom and Alpers, 1999). La précipitation de certains oxydes et oxyhydroxydes, tels que la goethite, est responsable de la couleur ocre qui caractérise très souvent le DMA (Plante et al., 2012).

1.2 Méthodes de restauration

En présence d'un rejet minier générateur d'acide, il est important de prendre les moyens appropriés pour contrôler la génération de contaminants dans l'environnement. Selon le potentiel de génération d'acidité du rejet définie par des essais cinétiques ou statiques (Plante et al., 2012; Lawrence et Scheske, 1997) et la localisation géographique du site d'entreposage (accès et climat), il existe différentes approches pour contrôler le DMA (Aubertin et al., 2002; Bussière, 2007; Aubertin et al., 2015). Plusieurs techniques de restauration peuvent être mises en place pour atténuer la production du DMA, et qui visent à limiter un ou plusieurs des éléments qui contribuent aux réactions d'acidification (voir équations 1.1 à 1.4), soient l'oxygène, l'eau, et les sulfures.

Les prochaines sous-sections de ce chapitre présentent un résumé des principales approches de contrôle du DMA.

1.2.1 Les barrières à l'eau

Dans les climats humides comme celui du Québec, le contrôle de l'infiltration de l'eau se fait généralement à l'aide de recouvrements étanches constitués de plusieurs couches distinctes ayant chacune une fonction spécifique. L'enlèvement de la molécule d'eau à la réaction d'oxydation des sulfures empêche celle-ci de se produire.

Divers matériaux à faible conductivité hydraulique peuvent être utilisés pour constituer ces recouvrements tels les dépôts naturels (ex. argile compactée), les géocomposites (géomembranes, géocomposites bentonitiques, et géotextiles), les sols-bentonites, et bien d'autres (Aubertin et al., 1995; 2002).

Les barrières pour limiter l'infiltration d'eau peuvent également être utilisées dans des climats arides ou semi-arides. Dans ces contextes, on a habituellement recours à des couvertures avec effet de barrière capillaire de type stockage et relargage (Store-and-Release) (Zhan et al., 2001; Williams

et al., 2003; Bossé et al., 2016). L'objectif principal de ce type de recouvrement est d'accumuler l'eau durant les périodes humides et la retourner à l'atmosphère durant la période de sécheresse. Agissant comme une éponge, ce type de recouvrement limite le contact entre les résidus sulfureux et l'eau, prévenant ainsi la production de DMA.

1.2.2 Les barrières à l'oxygène

Un autre réactif essentiel dans le processus de génération d'acide par les matériaux miniers sulfureux est l'oxygène. En limitant l'apport en oxygène, on réduit la génération de DMA. La barrière à l'oxygène est souvent considérée comme le moyen le plus efficace pour contrôler et prévenir l'oxydation des sulfures et le DMA dans les climats humides (Aubertin et al., 2002; SRK, 1989; MEND, 2001).

Différentes approches existent pour contrôler la migration de l'oxygène :

- Les recouvrements en eau qui utilisent la faible diffusion de l'oxygène atmosphérique à travers l'eau pour limiter la disponibilité aux résidus sulfureux ennoyés (Samad et Yanful., 2005; Awoh et al., 2013);
- Les recouvrements monocouches avec nappe surélevée qui consistent à rehausser volontairement le niveau phréatique afin de saturer les résidus générateurs et ainsi limiter leur oxydation (Dagenais et al., 2005; Ouangrawa, 2007; Ouangrawa et al., 2009, 2010; Ethier et al., 2018).
- Les recouvrements multicouches de type couverture à effet de barrière capillaire (CEBC) qui mise sur la grande différence de perméabilité non saturée entre les couches pour créer les effets de barrière capillaire, et limiter la diffusion de l'oxygène au travers de celles-ci (Nicholson et al., 1989 ; Yanful, 1993 ; Aubertin et al., 1995, 1999 ; Bussière, 1999). Tel que présenté à la Figure 1-2, cette technique de restauration consiste à construire un recouvrement en matériaux naturels composés de plusieurs couches superposées avec comme objectif de conserver une des couches, de relativement faible perméabilité, saturée ou presque saturée afin de contrôler la migration des gaz vers les résidus réactifs, et limiter l'infiltration de l'eau jusqu'aux rejets (Aubertin et al., 1995, 2002, 2015).

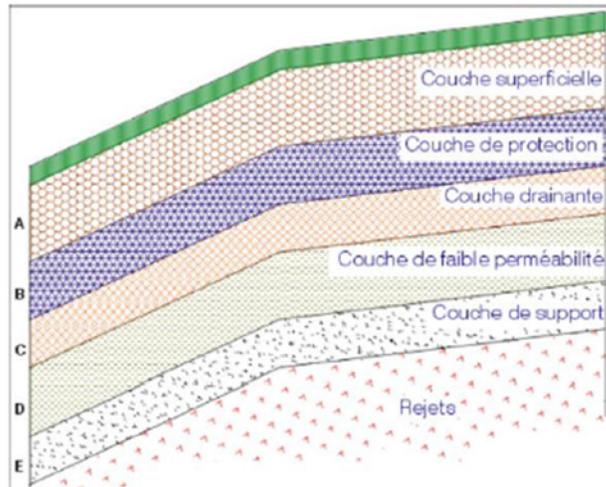


Figure 1-2 : Configuration typique d'une CEBC utilisée pour limiter la diffusion de l'oxygène (Aubertin et al., 1995)

1.2.3 L'enlèvement des sulfures

Cette approche s'applique aux résidus miniers (rejets d'usinage) et consiste à enlever les sulfures présents au moyen de procédés minéralurgiques, tels que la flottation des résidus à la fin du procédé minéralurgique d'enrichissement du minerai (Bussière et al., 1995; Benzaazoua et al., 2000; Mermillod-Blondin et al., 2005). La Figure 1-3, ci-dessous, montre un essai de flottation des sulfures réalisé en laboratoire. Cette technique produit un concentré de sulfures et un résidu désulfuré, et donc n'élimine pas complètement le problème de DMA pour la portion où les sulfures ont été concentrés.



Figure 1-3 : Flottation des sulfures (COREM)

Cependant, la gestion séparée de deux produits est avantageuse, car le concentré de sulfures produits est en moindre quantité, ce qui permet de mieux contrôler les impacts environnementaux potentiels (Benzaazoua et al., 2008). En effet, les cellules de parc à résidus requises pour entreposer les résidus sulfureux seront d'une moindre capacité et superficie, ce qui réduit les coûts de construction, de gestion, et de restauration pour la mine, et réduit l'empreinte environnementale.

Aussi, en retirant suffisamment de sulfures, le potentiel neutralisant (PN) du résidu peut devenir supérieur au Potentiel de génération d'acide (PA). Ceci aura comme effet de réguler et diminuer les réactions d'oxydation dans le résidu résultant du procédé de désulfuration et éventuellement de produire un matériau inerte.

1.3 Matériaux utilisés dans les recouvrements miniers

Cette section présente les deux principaux types de matériaux qui sont habituellement utilisés dans la mise en place d'un recouvrement minier lors de la restauration des aires d'accumulation d'un site minier.

1.3.1 Matériaux naturels

Souvent, les recouvrements mis en place pour la restauration sont composés de couches de matériaux meubles naturels présentant des granulométries et des propriétés hydriques différentes afin d'empêcher le contact entre les rejets sulfureux et l'oxygène, comme pour les barrières à l'oxygène de type CEBC présentées à la section 1.2.2. Les matériaux naturels qui sont utilisés dans les recouvrements miniers sont généralement des matériaux granulaires, tels les sables et graviers, et des matériaux fins telles les argiles, et les silts argileux. Ces matériaux sont exploités dans des bancs d'emprunt, ce qui implique la mise en exploitation de superficies additionnelles, augmentant ainsi l'impact environnemental d'un site minier. De plus, ces matériaux sont souvent hétérogènes et requièrent une transformation par tamisage ou concassage, en plus du transport pour les amener au site minier. Leur rareté, dans certains cas, fait en sorte qu'ils ne peuvent pas répondre à tous les besoins en matériaux pour la restauration d'un site.

1.3.2 Matériaux miniers

Cependant, les superficies de plus en plus grandes des sites miniers, la rareté de certains matériaux naturels requis en grande quantité, ainsi que les coûts liés au transport et parfois la transformation de ces matériaux (tamisage, concassage) rendent nécessaire l'étude de matériaux alternatifs.

Les résidus miniers (rejets d'usage, tel que sur la Figure 1-4) sont des matériaux fins, se situant dans la plage granulométrique du sable fin à du silt (Bussière, 2007). Ceux-ci sont habituellement transportés sous forme de pulpe jusqu'aux bassins d'entreposage, appelés parc à résidus (Bussière et al., 2014). Cependant, la déposition de ces résidus sous forme de pulpe, dans un état lâche et fortement saturé, confère à ce matériel des problématiques d'instabilité physique, créées en outre par un potentiel de liquéfaction élevée. Selon le contenu minéralogique de ces rejets, il peut y avoir des problèmes de DMA ou de drainage neutre contaminé (DNC). Mais comme ceux-ci sont fins et de faible perméabilité, ils ont l'avantage d'avoir les propriétés hydrogéologiques requises afin d'être potentiellement utilisables dans un recouvrement d'ingénierie pouvant limiter l'infiltration d'eau et la diffusion de l'oxygène (Aubertin et al., 1995; Bussière et al., 2004; Kalonji-Kabambi et al., 2017).



Figure 1-4 : Résidus miniers (rejets de concentrateur)

Les stériles miniers, plus grossiers, sont des matériaux composés de fragments de roches de diamètres très variables avec une fraction fine ($<80\mu\text{m}$), et une fraction grossière à très grossière (allant des argiles aux graviers et blocs de roche). Leur étalement granulométrique est influencé par la nature de l'exploitation minière, qu'elle soit souterraine ou à ciel ouvert, et le type de roche (résistance, minéralogie, etc.) (Peregoedova, 2012). Ils sont caractérisés par des propriétés favorables à être entreposés dans des haldes, tel que présenté à la Figure 1-5, qui constituent des empilements de matériaux rocheux fragmentés et possédant un indice des vides élevés (Bussière et al., 2014). La principale préoccupation liée aux empilements de stériles est leur stabilité

physique, et contamination chimique car ils peuvent générer du DMA ou DNC selon les minéraux présents dans la gangue (Bussière et al., 2014). Les stériles miniers sont grossiers, ont une faible rétention d'eau et une conductivité hydraulique élevée, et ils disposent des propriétés hydrogéologiques requises afin d'être potentiellement utilisés dans un recouvrement d'ingénierie comme couche de support ou de drainage (voir Figure 1-2) dans une CEBC (Kalonji-Kabambi et al., 2017; Larochelle et al., 2019).



Figure 1-5 : Stériles miniers de la mine Penasquito (Newmont Goldcorp 2018)

1.3.3 Avantages et désavantages des deux types de matériaux de recouvrement

Le Tableau 1-1, ci-dessous, résume les principaux avantages et désavantages des deux types de matériaux de recouvrement présentés dans les sections précédentes. La disponibilité des matériaux requis pour la construction d'un recouvrement est un élément qui a une incidence importante sur tout projet de restauration de sites miniers. En effet, cela peut avoir un impact sur le choix du concept et surtout sur les coûts de réalisation du projet.

Tableau 1-1 : Principaux avantages et désavantages des deux types de matériaux de recouvrement (inspiré de Aubertin et al., 1995; Bussière et al., 2004; Bussière, 2007; Kalonji-Kabambi, 2014; Larochelle et al., 2019)

Matériaux	Avantages	Désavantages
Naturels (Sable, silt, gravier, till, argile)	<ul style="list-style-type: none"> • Requièrent peu de transformation; • Exempt de contamination liée à l'activité minière; 	<ul style="list-style-type: none"> • Nécessite l'ouverture des bancs d'emprunt, donc un impact additionnel sur des aires naturelles; • Peuvent être très coûteux pour le transport selon la distance; • Quantités souvent limitées et ne répondent pas aux besoins des sites miniers qui ont de larges superficies à restaurer; • Souvent avec propriétés physiques hétérogènes.
Miniers	<ul style="list-style-type: none"> • Valorisation des rejets miniers produits sur place; • Limite les coûts de transport; • Disponible en grande quantité; • Aide à limiter la superficie des aires d'entreposage de rejets miniers; • Permet la restauration progressive durant l'opération de la mine; • La production peut être ajustée afin de produire un matériel homogène et répondant aux besoins de la restauration. 	<ul style="list-style-type: none"> • Peuvent contenir des contaminants, et nécessiter une transformation (ex. désulfuration);

Afin de répondre aux besoins de l'industrie en matériaux pour la restauration des sites miniers, et sachant les contraintes liées à l'utilisation de matériaux naturels, il est apparu nécessaire d'évaluer l'utilisation d'un nouveau matériau alternatif dans les recouvrements. De plus, dans ce contexte, il est important de considérer une approche de valorisation des rejets miniers, et ainsi réutiliser les matériaux produits sur place. Il existe certaines analyses de valorisation des rejets miniers, dont celle de Charbonneau (2014).

C'est ainsi qu'un nouveau matériau, appelé « paste rock », fait l'objet de travaux de recherche depuis quelques années (voir la revue de littérature au Chapitre 2). Ce qu'on appelle du « paste rock », ou « co-mingling », est un mélange homogène de résidus et de stériles miniers, qui vise à atteindre les propriétés hydrogéologiques des résidus fins et les propriétés géomécaniques des stériles. Pour fin de simplification dans ce mémoire, la terminologie utilisée sera paste rock.

1.4 Contexte et objectifs du projet de recherche

La réutilisation des résidus miniers pour la prévention ou le contrôle du DMA comme couche de faible perméabilité dans un recouvrement est de plus en plus populaire. Il en est de même de l'utilisation de stériles miniers dans ces mêmes recouvrements. Ces méthodes alternatives et novatrices font l'objet de nombreuses recherches quant à leur pertinence et leur durabilité (voir la revue de la littérature au chapitre 2). Par conséquent, la présente étude se veut complémentaire à d'autres études sur la réutilisation des rejets miniers dans la restauration. Elle vise le développement d'une technique de restauration de type barrière à l'oxygène en valorisant des matériaux miniers dans des mélanges paste rock.

Plus spécifiquement, l'objectif général du projet est d'évaluer l'applicabilité de la technique de mélange de stériles et de résidus, appelé « paste rock », avec ou sans ajout d'un amendement, comme matériaux de recouvrement. Les matériaux testés sont les stériles et les résidus miniers de la mine LaRonde, propriété d'Agnico Eagle Mines Ltée (AEM), située en Abitibi-Témiscamingue (Qc), Canada. Leur disponibilité directement sur place limiterait le coût additionnel de transformation et de transport. La particularité de ce projet est qu'on souhaite utiliser des matériaux qui sont cependant potentiellement générateurs de DMA. L'utilisation de matériaux réactifs, habituellement pas utilisés dans les recouvrements en restauration, ajoute une composante originale, mais risquée d'un point de vue environnemental, au projet.

L'hypothèse principale du projet est qu'un matériel acidogène et lixiviable dans une couche de rétention d'eau faite d'un mélange paste rock au sein d'un recouvrement, pourrait limiter la génération de contaminants en raison des conditions hydrogéologiques favorables (forte rétention d'eau).

L'utilisation d'un mélange paste rock comme matériau de recouvrement aurait à la fois un avantage environnemental en limitant la génération de DMA, et un avantage économique tant

qu'environnemental en réduisant la quantité de matériaux naturels requis pour la restauration des aires d'accumulation due à la réutilisation des rejets miniers. Aussi, le concept vise une plus grande acceptabilité sociale en répondant aux objectifs de développement durable tout en favorisant l'application du concept d'économie circulaire.

Les objectifs spécifiques (OS) du projet peuvent être décrits de la façon suivante :

OS #1 : Déterminer un ratio (stériles : résidus) optimal qui permettra d'atteindre les objectifs hydrogéologiques en termes de conductivité hydraulique saturée;

OS #2 : Caractériser les principales propriétés physiques, chimiques, minéralogiques et hydrogéologiques des résidus, des stériles et du mélange paste rock retenu, en mettant l'emphase sur les mélanges non amendés;

OS #3 : Évaluer en laboratoire, en grande colonne expérimentale, l'efficacité de recouvrements de type CEBC et bicouche fait entièrement de matériaux miniers réactifs pour limiter la génération de contaminants;

OS #4 : Évaluer, toujours à l'aide d'essais en colonne, l'efficacité de l'ajout d'un amendement calcaire au sein d'un mélange paste rock fait de matériaux réactifs à neutraliser la génération de contaminants;

OS #5 : Évaluer la performance d'une configuration de recouvrement (bicouche) composé de paste rock amendé dans une cellule expérimentale construite sur le site de la mine LaRonde.

OS #6 : Comparer les résultats obtenus au laboratoire avec ceux de la cellule de terrain.

Ainsi, les travaux de recherche réalisés dans le cadre de ce projet s'appuient sur des caractérisations, des essais en laboratoire, et sur une cellule expérimentale construite sur le site de la mine LaRonde (AEM).

Il est important de mentionner que le présent mémoire est d'abord et avant tout une étude prospective de l'utilisation de paste rock réactif comme matériau de recouvrement. L'objectif de l'étude n'est pas de comprendre en détail l'ensemble des phénomènes, mais plutôt d'utiliser plusieurs approches différentes, au laboratoire et sur le terrain, pour valider l'intérêt de l'approche proposée. Advenant des résultats positifs, d'autres études plus détaillées (autant au point de vue hydrogéologique que géochimique) seront nécessaires avant l'application de la technique proposée.

1.5 Organisation du mémoire et contribution scientifique

Le présent mémoire se divise en six chapitres distincts et son contenu peut être résumé comme suit. À la suite de cette introduction, le Chapitre 2 présentera une revue de littérature visant à définir le cadre théorique et les principaux concepts en lien avec le sujet de recherche. Il débute par une brève revue des approches de gestion en co-disposition des rejets miniers, suivis d'une présentation des propriétés de base des composantes et du mélange de résidus et de stériles miniers de type paste rock, de l'optimisation des mélanges à l'aide de la théorie des mélanges, et enfin d'une présentation d'études de cas. Comme le succès de l'utilisation des mélanges de type paste rock est lié à sa bonne mise en place, on présente dans ce chapitre les différentes méthodes de mise en place qui peuvent être utilisées. Finalement, les grandes lignes de l'utilisation d'amendements calcaires, ainsi qu'une étude sur l'évaluation de la viabilité des mélanges dans les recouvrements en rétention d'eau sont présentées.

Le Chapitre 3 présente la description des matériaux et les principales méthodes expérimentales utilisées pour la caractérisation des échantillons récoltés pour cette étude. Divers essais en laboratoire sont réalisés afin de caractériser les matériaux pour leurs propriétés physiques (granulométrie et densité relative des grains), chimiques (analyses élémentaires et soufre-carbone), minéralogiques (analyses par diffraction des rayons X) ainsi qu'hydrogéotechniques (essai Proctor, conductivité hydraulique à saturation, courbe de rétention d'eau et prédiction de la fonction de perméabilité). Les divers ratios stériles/résidus testés afin d'obtenir le ratio optimal pour le mélange de paste rock y sont présentés. Le chapitre 3 présente également les résultats des essais de caractérisation des matériaux de recouvrement (l'emphase a été mise sur les mélanges sans amendement), et la description du montage des colonnes instrumentées utilisées pour évaluer au laboratoire le comportement hydrogéologique des scénarios avec un recouvrement de paste rock. Pour compléter le chapitre, on retrouve le protocole de démontage des colonnes expérimentales, ainsi que la description de la cellule expérimentale construite sur le terrain de la mine LaRonde.

Le Chapitre 4 est un article publié dans le cadre de la conférence « Tailings and Mine Waste 2017 » qui s'est tenue à Banff en Alberta (Canada) en novembre 2017. Ce chapitre présente une synthèse des résultats de caractérisation des matériaux et du mélange de paste rock utilisé. Les principaux résultats hydrogéologiques et géochimiques en lien avec le suivi des cycles de mouillage-drainage dans les colonnes sont aussi présentés et analysés dans ce chapitre.

Le Chapitre 5 présente d'autres résultats liés à cette étude qui visent à compléter les résultats présentés au chapitre précédent. Une comparaison est faite entre les résultats du suivi des colonnes avec configuration de recouvrement bicouche de paste rock et une colonne témoin de résidus de la mine LaRonde. On y retrouve ensuite les résultats géochimiques du démantèlement des colonnes en laboratoire et leurs interprétations. Ce chapitre se poursuit avec la présentation des résultats du suivi de la cellule expérimentale, avec la comparaison de ces résultats avec ceux de la colonne de configuration correspondante en laboratoire.

Afin de compléter le mémoire, le Chapitre 6 présente les principales conclusions de cette étude et les recommandations. Quelques annexes qui apportent des informations complémentaires aux résultats présentés, et certaines données brutes se retrouvent à la fin du document.

CHAPITRE 2 REVUE DE LA LITTÉRATURE

Ce chapitre présente une revue de littérature en lien avec le sujet de recherche. Il débute par une brève revue des approches de gestion en co-disposition des rejets miniers, suivi d'une présentation des propriétés de base des composantes et du mélange de résidus et de stériles miniers de type paste rock, l'optimisation des mélanges à l'aide de la théorie des mélanges et enfin la présentation d'études de cas.

Comme le succès de l'utilisation des mélanges de type paste rock est lié à sa bonne mise en place, on présente dans ce chapitre les différentes méthodes de mise en place utilisées. Un des principaux objectifs d'un recouvrement de faible perméabilité est la prévention du drainage minier acide (DMA). Comme les propriétés géochimiques des rejets peuvent varier, et que certains peuvent être potentiellement générateurs d'acidité, l'ajout d'un amendement calcaire peut devenir une avenue intéressante; cet aspect est discuté dans ce chapitre. Comme la viabilité, soit la pérennité de la performance d'un recouvrement dans le temps, est un critère important dans la sélection d'un mode de restauration, les grandes lignes d'une étude sur l'évaluation de la viabilité des mélanges de matériaux dans les recouvrements en rétention d'eau sont présentées.

2.1 Les approches de co-disposition des rejets miniers

Dans l'article de Bussière (2007) qui traite des propriétés hydrogéotechniques des résidus de mines de métaux et des approches émergentes en disposition géo-environnementale, on y présente sommairement différentes approches de gestion des résidus miniers autre que la méthode traditionnelle des résidus en pulpe transportés dans un parc conventionnel. Les approches présentées sont les suivantes :

- Les résidus densifiés (épaissis, en pâte, et filtrés) ;
- La désulfuration environnementale ;
- Les recouvrements faits de résidus à faibles teneurs en sulfures ;
- La co-disposition des résidus et des stériles (par pompage, en couches alternées, et en mélange homogène) ;
- Les inclusions de stériles dans les parcs à résidus.

La gestion traditionnelle des résidus, qui sont produits en grande quantité par les opérations minières, pose quelques problématiques qui incluent l'instabilité géotechnique des parcs à résidus et la contamination des eaux de surface et souterraines. Les méthodes de gestion alternatives permettent de réduire les risques environnementaux en améliorant les propriétés hydrogéotechniques et géochimiques des résidus. L'utilisation d'un mélange de type paste rock dans un recouvrement de faible perméabilité pour la restauration s'inspire de deux des méthodes présentées par Bussière (2007), soit les recouvrements faits de résidus et la co-disposition des résidus et des stériles miniers.

Les coûts associés aux approches alternatives en gestion des rejets miniers peuvent être initialement plus élevés que les approches traditionnelles. Cependant cette augmentation en vaut la peine lorsque l'on considère les coûts de restauration du site et les risques environnementaux à long terme (Bussière, 2007).

Le Tableau 2-1 compare les avantages, les bénéfices, les désavantages et les incertitudes liés aux différentes formes de co-disposition de résidus et de stériles miniers. Ces formes sont les mélanges homogènes de type paste rock qui demandent une mise en place mécanique, la co-disposition qui est mise en place par pompage, la co-disposition par alternance de couches de résidus et de stériles, et finalement les inclusions de stériles à l'intérieur des parcs à résidus miniers.

Tableau 2-1 : Principaux avantages, bénéfiques, désavantages et incertitudes de la co-disposition des résidus et stériles. Inspiré de Charbonneau (2018) et Bussiere (2007).

	Mélange homogène / paste rock	Co-disposition par pompage	Co-disposition par couches alternées	Inclusions de stériles dans les parcs à résidus
Objectif	Amélioration de la stabilité physique et chimique des résidus et des stériles miniers.	Amélioration de la stabilité physique et chimique des résidus et des stériles miniers.	Amélioration de la stabilité physique et chimique des résidus et des stériles miniers.	Amélioration de la stabilité physique et chimique des résidus et des stériles miniers.
Principe	Le mélange des résidus avec des stériles concassés (ou non) afin de produire un nouveau matériau possédant de meilleures propriétés hydrogéologiques et géotechniques.	Le mélange des résidus et des stériles et leur disposition par pompage dans une aire d'accumulation.	Insérer des couches de résidus dans des stériles afin de réduire l'infiltration de l'eau et la migration des gazes.	Mise en place de stérile dans les parcs à résidus comme ajout d'éléments de stabilisation et favoriser le drainage des résidus.
Avantages et bénéfiques	<ul style="list-style-type: none"> • Augmente la résistance mécanique des résidus • Facilite la réhabilitation du site • Réduit le taux de production de DMA du stérile (aucun mouvement d'advection/convection d'oxygène) • Réduit la superficie de l'aire d'accumulation 			
	<ul style="list-style-type: none"> • Les propriétés hydrauliques du mélange (paste rock) sont comme ceux des résidus. • La résistance mécanique rejoint celle des stériles • Le volume occupé par le mélange est moindre que le volume occupé par les deux matériaux séparés. • Réduit (et même, élimine dans le cas des mines souterraines) le volume de stérile entreposé dans un empilement distinct. 	<ul style="list-style-type: none"> • Drainage rapide • Augmentation de la stabilité 	L'infiltration de l'eau dans l'empilement peut être limitée en inclinant les couches de résidus qui agiront comme un système de déviation.	<ul style="list-style-type: none"> • Réduit (et même, élimine dans le cas des mines souterraines) le volume de stérile entreposé dans un empilement distinct. • Augmente la stabilité des résidus.
Désavantages et incertitudes	<ul style="list-style-type: none"> • La co-disposition est encore une approche conceptuelle. • Incertitude quant à la réduction réelle du taux d'oxydation des sulfures. 			
	<ul style="list-style-type: none"> • Possibilité d'avoir de l'instabilité interne et de l'érosion interne. • La méthode pour identifier le ratio de mélange optimal est à développer. 	Il y a une limite à la grosseur maximale des particules qui peuvent être	<ul style="list-style-type: none"> • Des essais pour identifier la géométrie optimale et des propriétés des couches de résidus sont requis. 	<ul style="list-style-type: none"> • Tous les stériles d'une mine à ciel ouvert ne pourront être entreposés dans un parc à résidus. •

	<ul style="list-style-type: none"> • La rhéologie pour le pompage du mélange n'est pas bien connue (si le pompage est utilisé) • L'impact du mélange sur les propriétés physiques et mécaniques n'est pas encore bien connu. 	pompées (habituellement autour de 10cm)	<ul style="list-style-type: none"> • L'impact des conditions climatiques sur l'efficacité d'un mélange doit être évalué. 	<ul style="list-style-type: none"> • Le critère pour une conception optimale doit être développé.
Références principales	<ul style="list-style-type: none"> • Williams et al. (2003) • Wilson et al. (2001, 2003, 2006, 2008) • Wickland et Wilson (2005) • Miskolczi (2007) • Godbout (environmental synthesis) (2007) • Wickland et al. (2006, 2010, 2017) • Khalili et al. (2010) • Pouliot et al. (2017) 	<ul style="list-style-type: none"> • Williams et Kuganathan (1992) • Williams et al. (1995) • Morris et Williams (1999) 	<ul style="list-style-type: none"> • Poulin et al. (1996) • Fortin et al. (2000) • Lamontagne et al. (2000) 	<ul style="list-style-type: none"> • Li et al. (2011) • James et Aubertin (2012) • Aubertin (2013) • James et al. (2013) • James (2015) • Bolduc and Aubertin (2014)

2.2 Les propriétés de bases des composantes du paste rock

Le mode traditionnel de gestion des rejets miniers, produits en grandes quantités, génère des problématiques sérieuses du point de vue environnemental (Aubertin et al., 2002; Bussière (2007)). Les roches stériles, de granulométrie plus grossière, sont caractérisées par des propriétés physiques favorables et sont empilées sous forme de halde. Mais celles-ci ont un comportement hydrogéologique idéal à la formation de drainage minier acide. Inversement, les rejets de concentrateur plus fins possèdent des propriétés hydrogéologiques permettant le maintien d'un haut degré de saturation et réduisant les cinétiques de réactions menant à la génération de drainage minier acide. Cependant, la déposition de ces résidus sous forme de pulpe confère à ce matériel des propriétés hydrogéotechniques non favorables à la stabilité physique des ouvrages (Aubertin et al., 2015).

2.2.1 Propriétés des résidus de concentrateurs

La majorité des problématiques en lien avec les résidus, tel que cité plus haut, sont reliées à leurs propriétés hydrogéologiques et physiques (Bussière, 2007). Le tableau 2-2 ci-dessous présente les principales propriétés des résidus tirées de Bussière (2007).

Les résidus de mines de métaux sont composés de particules dans la plage granulométrique du sable fin à du silt. Selon la classification du USCS (Unified Soil Classification System; McCarthy, 2007), les résidus avant déposition sont généralement classés comme des sables silteux avec une faible plasticité (ML) (Bussière, 2007). Cependant, certains résidus plus grossiers se retrouvent dans la plage des sables (SM ou SP).

La variation des valeurs obtenues pour certaines de ces propriétés s'explique par certains facteurs. Par exemple, la densité relative des grains D_r varie selon le minerai, qu'il provienne de veine de quartz ou de minéraux sulfureux. Aussi, les valeurs obtenues des essais de consolidation et la conductivité hydraulique saturée varient selon que l'échantillon soit remanié ou intact, ou selon que les résidus soient grossiers ou fins. Pour ce qui est des propriétés de rétention d'eau, la pression d'entrée d'air (AEV) varie également selon la porosité des résidus fins ou plus grossiers.

Tableau 2-2 : Principales propriétés physiques et hydrogéologiques des résidus de concentrateurs (valeurs extraites de Bussière, 2007)

Propriétés	Valeurs
D_{10} (mm)	0.001 – 0.004
D_{60} (mm)	0.01 -0.05
C_U (D_{60}/ D_{10})	8 -18
% passant 80 μm	70 - 97
Limite Atterberg (%)	
W_L	< 40
W_p	0 - 15
D_r (minéral -veine de qtz)	2.6 – 2.9
D_r (minéral sulfureux)	2.9 - >4.5
Compaction – Proctor et Proctor modifié	
W_{opt} (%)	10 – 20
γ_d (kN/m ³)	14.6 – 20.1
Essais de consolidation (remanié et non remanié)	
C_c	0.05 – 0.3
C_{cr}	0.003 – 0.03
C_v (cm ² /s) – grossiers (SP)	$10^2 - 10^{-1}$
C_v (cm ² /s) – fins (SM – ML)	$10^{-1} - 10^{-3}$
k_{sat} (cm/s) fins	10^{-4} à 10^{-6}
k_{sat} (cm/s) grossiers	10^{-2} à 10^{-4}
k_{sat} (cm/s) non remanié	10^{-4} à 10^{-7}
Indice des vides (e) - Résidus fins (ML)	0.67 – 0.93
Indice des vides (e) - Résidus grossiers (SM -SP)	0.54 – 0.67
AEV, ψ_a (kPa) – résidus fins	10-70
AEV, ψ_a (kPa) – résidus grossiers	0,5 – 1,25

2.2.2 Propriétés des stériles

Les stériles miniers sont un matériel composé de fragments de roches de diamètres très variables avec une fraction fine (<80 μm), une fraction grossière à très grossière (allant des argiles aux graviers et blocs de roche). Leur étalement granulométrique est influencé par la nature de l'exploitation minière, qu'elle soit souterraine ou à ciel ouvert, et le type de roche (résistance, minéralogie, etc.) (Peregoedova 2012). Les travaux de Azam et al., (2006) sur des stériles de la

mine Golden Sunlight au Montana (É.-U.) ont aussi démontrés que le contexte géologique, les opérations minières, le mode de mise en place des stériles et les processus d'altération régissent le comportement hydrogéologique des versés de ce matériel.

À titre d'exemple, dans les travaux de maîtrise de Kalonji-Kabambi (2017), des essais ont été réalisés sur trois types de stériles (0-20 mm, 0-37,5 mm, et 0- 50 mm) de l'ancienne mine Bousquet située en Abitibi (Québec). Selon le système de classification des sols (système unifié USCS), les trois échantillons de roches stériles (Stériles Bousquet) testés correspondent à un gravier bien gradué GW. Les principales propriétés sont présentées dans le Tableau 2-3 ci-dessous :

Tableau 2-3 : Principales propriétés physiques et hydrogéologiques des stériles miniers (Kalonji-Kabambi et al. 2017)

Propriétés	Valeurs
D ₁₀ (mm)	0.417 – 1.249
D ₅₀ (mm)	5.6 – 11.8
D ₆₀ (mm)	6.121 – 14.21
C _U (D ₆₀ / D ₁₀)	11.38 – 14.67
<i>Dr</i>	2.856 -2.902
Compaction – Proctor et Proctor modifié	
<i>W</i> _{opt} (%)	6
γ_d (kN/m ³)	23.6
Porosité (n)	0.35 – 0.39
<i>k</i> _{sat} (cm/s)	2.9x10 ⁻¹ - 4.9x10 ⁻¹
AEV, ψ_a (kPa)	0.4 – 0.5

La variation des valeurs est liée à la différence de tamisage sur les échantillons de stérile provenant de l'ancienne mine Bousquet, soit 0-20 mm, 0-37,5 mm, ou 0-50 mm. En temps normal, les stériles sont beaucoup plus grossiers, pouvant atteindre le mètre dans certains cas, cependant un tamisage permet la réalisation des essais en laboratoire qui requiert une granulométrie de 50 mm ou moins.

Spécifiquement, les valeurs obtenues des essais conductivité hydraulique saturée (*k*_{sat}) varient selon que la granulométrie et la composition minéralogique de la roche stérile. Les travaux de Morin et al. (1991) soulignent que la conductivité hydraulique saturée d'un stérile (*k*_{sat}) peut s'étendre de

10^{-7} cm/s à 1 cm/s. Pour ce qui est des propriétés de rétention d'eau, la pression d'entrée d'air (AEV ou ψ_a) aura tendance à augmenter avec la diminution de la porosité et de la taille des particules. Les essais sur différents stériles par Azam et al., (2006) ont démontré que ceux avec au moins 45 % de sable retiennent l'eau ($\psi_a = 2-4$ kPa, $k_{sat} = 3.5 \times 10^{-3}$ cm/s), tandis que les matériaux avec moins de 45 % de sable se drainent très rapidement ($\psi_a < 1$ kPa, $k_{sat} = 1 \times 10^{-1}$ cm/s).

Beaucoup d'autres travaux de caractérisation des propriétés hydrogéologiques des stériles peuvent être trouvés dans la littérature (ex. Martin, 2004; Gamache-Rochette, 2004; Peregoedova, 2012; Martin et al., 2019). Les résultats de ces travaux sont similaires en termes de plage de valeurs à ceux mentionnés précédemment.

2.2.3 Le mélange de stériles et de résidus de concentrateur

L'idée de combiner les stériles miniers et les résidus de concentrateur, avec un design optimal en termes de proportion, est de créer un matériau possédant à la fois les propriétés mécaniques des stériles grossiers et les propriétés hydriques similaires à celles des résidus fins. Cette approche pourrait apporter des avantages environnementaux significatifs potentiellement applicables à la restauration des sites miniers.

D'après Wilson et al., (2008), ce matériau, mélange de résidus et de roches stériles appelé « paste rock », a une faible conductivité hydraulique saturée, une grande capacité de rétention d'eau (AEV), une grande résistance et une faible compressibilité. Le mélange possède également une densité plus élevée (ou une porosité plus faible) que celle des résidus de concentrateur ou des haldes de stériles.

Dans le cadre des travaux de Wickland et al., (2006, 2008), des essais en laboratoire et sur le terrain ont démontré que la conductivité hydraulique saturée des mélanges est semblable à celle des résidus seuls, indépendamment du diamètre de l'échantillon. Les résultats démontrent aussi qu'il est possible d'obtenir, pour ces mélanges, des valeurs de conductivité hydraulique saturée comparables à celles des résidus consolidés, de l'ordre de 10^{-5} cm/sec à 10^{-6} cm/sec. Les dépôts mixtes présentent aussi moins de tassements liés à la consolidation que les rejets de concentrateur, ayant donc une stabilité améliorée similaire aux roches stériles, ce qui facilite la restauration des sites (Wickland, 2010).

2.2.4 Influence de la nature binaire du paste rock sur ces propriétés

Il est important de considérer la nature binaire d'un mélange de type paste rock, avec la présence de résidus miniers très fins et des stériles grossiers. Il en résulte l'absence d'une tranche intermédiaire au niveau granulométrique qui a une influence sur le comportement du mélange. En effet, il est connu que le mélange de particules de sols de grosseurs différentes affecte la densité, la porosité, la conductivité hydraulique, et la capacité de rétention d'eau (Toshihito et al., 2015). L'étude de Toshihito et al., (2005) avait pour objectif de déterminer l'effet d'un mélange de sols binaires sur les caractéristiques de rétention d'eau. Les courbes de rétention d'eau (CRE) obtenues étaient très différentes selon la fraction volumétrique en particules fines, et peuvent être séparées en deux catégories : les CRE contrôlées par les particules fines ou les particules grossières.

La conductivité hydraulique saturée (k_{sat}) est décrite par l'habileté d'un sol à faire passer un fluide au travers de ses pores à l'état saturé. La dimension des pores et la distribution des interstices sont deux facteurs importants, mais difficiles à mesurer, afin de déterminer la valeur de k_{sat} . Les travaux de Choo et al., (2018) visaient à caractériser la conductivité hydraulique saturée pour des mélanges de sols binaires avec comme objectif final de pouvoir estimer la porosité (n) et la grosseur de particule équivalente (d_{eq}) avec la formule de Kozeny-Carman pour les sols mélangés. Les résultats de cette étude ont démontré, entre autres, que la valeur de k_{sat} mesurée diminue avec une augmentation de la fraction des particules fines en raison de la diminution de d_{eq} et de n .

La classification des sols permet aux ingénieurs d'anticiper leurs propriétés et leurs comportements en les regroupant en catégories basées sur des propriétés index, telle la granulométrie. Les travaux de plusieurs chercheurs, dont Casagrande en 1948, ont contribué à établir un système de classification tel le « United Soil Classification System », USCS (ASTM, 2011). Même si un mélange de type paste rock n'est pas un sol comme tel, il est important de bien le classer et dans ce sens, une analogie aux travaux de Junghee et al., (2017) sur un système révisé de classification pour les sols de type binaires peut être faite. De façon générale les sols peuvent être analysés comme un mélange de trois composantes soit le gravier, le sable, et les particules fines. Le USCS propose des chartes triangulaires, telles que présentées à la Figure 2-1, afin de faciliter le regroupement des sols. Cependant, cette classification ne tient pas compte de certains paramètres de classification additionnels, tel le coefficient d'uniformité et les limites d'Atterberg pour les particules fines. En raison des différences entre les propriétés qui contrôlent le comportement

mécanique et celles qui contrôlent l'écoulement pour les sols, Junghee et al., (2017) ont proposé un système de classification révisé, le « Revised Soil Classification System ». Ce système propose une nomenclature à deux noms, soit une première lettre qui identifie la composante qui contrôle les propriétés mécaniques, suivi d'une deuxième lettre, entre parenthèses, qui réfère à la composante qui contrôle l'écoulement. Par exemple, dans un sol de type S(F), le sable contrôle de comportement mécanique, mais les fines contrôlent la conductivité hydraulique. En raison de sa nature bimodale avec une bonne portion de roches stériles mélangées à des résidus fins, le paste rock se situerait dans la catégorie gravier avec fines, G(F), en raison du gravier qui contrôle le comportement mécanique et des fines qui contrôlent la conductivité hydraulique.

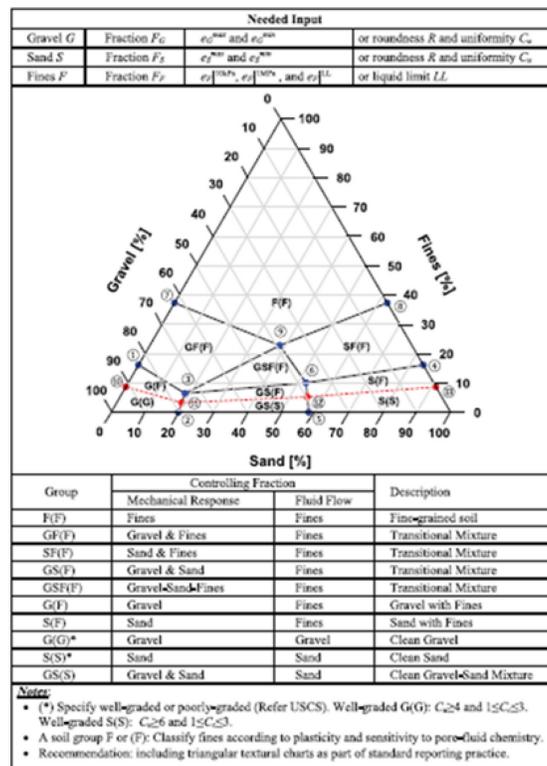


Fig. 9. (Color) Soil classification boundaries: mechanical control (blue points) and fluid flow control (red points); soil properties used for this chart: angular and uniform gravel $e_G^{max} = 0.81$ and $e_G^{min} = 0.45$; angular and uniform sand $e_S^{max} = 0.81$ and $e_S^{min} = 0.45$; fines resemble kaolinite with liquid limit LL = 50, $e_F^{[max]} = 1.33$, $e_F^{[min]} = 0.76$, $e_F^{[L]} = 1.32$, and $\lambda = 2.8$; flow-controlling fine fractions are $F_F = 3.3\%$ at Mixture 11 and $F_F = 5.2\%$ at Mixture 12

Figure 2-1 : Classification des sols selon le Revised Soil Classification System (Junghee et al., 2017)

2.3 Optimisation des mélanges

Tel que décrit dans le rapport de synthèse environnementale de Godbout (2007), la meilleure approche pour l'optimisation des mélanges de sols granulaires est la théorie des mélanges. Dans la théorie des mélanges, les propriétés hydrogéotechniques du mélange sont prédites directement à partir des propriétés de chacune des composantes du mélange. Chaque composante du mélange est considérée comme occupant simultanément la même région de l'espace à l'échelle macroscopique. L'analyse considère les mélanges de rejets de concentrateur et de roches stériles comme des mélanges miscibles puisque les rejets de concentrateur peuvent prendre place à l'intérieur des pores des roches stériles.

Les propriétés effectives d'un mélange miscible $P(F)$ peuvent être définies de la façon suivante :

$$P(F) = P_f F + P_c (1-F) (1 - R_m F)$$

P_f = Propriété du matériau fin

P_c = Propriété du matériau grossier

F = Teneur en particules fines dans le mélange (% rejet concentrateur)

R_m = Paramètre index de mixité du mélange (si mélange parfait $R_m = 1$)

Cette méthode a été jugée comme la meilleure, car elle est simple et les propriétés correspondent mieux à ce qui est observé en laboratoire.

Une autre approche a été proposée dans la thèse de doctorat de Wickland (2006). Dans celle-ci, les propriétés optimales d'un mélange sont obtenues lorsque les particules fines remplissent exactement les vides formés par le squelette des particules grossières du mélange. Il s'agit sommairement d'un diagramme de phase classique en terme volumique pour déterminer les proportions optimales du mélange. Selon cette approche, le mélange optimal de résidus fins de concentrateur et de roches stériles est caractérisé par des proportions d'environ 1 :5. Cette option n'est pas considérée comme la meilleure méthode d'optimisation des mélanges, car elle ne permet pas d'estimer les propriétés du mélange, et donc l'obtention des propriétés optimales du mélange n'est pas validée avec cette méthode.

2.4 Les études de cas

Cette section traite de deux études de cas documentées dans la littérature comme investigations *in situ* des propriétés des mélanges de résidus miniers et de roches stériles, *paste rock*, tel que rapporté dans les travaux par Wilson et al., (2006 et 2008).

2.4.1 Essais en méso-colonnes

La première investigation sur le terrain a été la construction de méso-colonnes à la mine Porgera en Papouasie-Nouvelle-Guinée en 2000. Au total, quatre méso-colonnes d'un mètre de diamètre par six mètres de haut ont été remplies par différents ratios de mélanges de roches stériles et de résidus miniers, avec une colonne contenant seulement des roches stériles non mélangées. Ces colonnes sont illustrées à la Figure 2-2 ci-dessous. Les colonnes ont été instrumentées afin de valider les performances au niveau de la compaction, la teneur en eau et la succion. Chaque colonne avait également un drain permettant de mesurer les débits d'eau dans le temps. Finalement, les colonnes ont été démantelées à la fin de l'expérience de 18 mois.



Figure 2-2 : Méso-colonnes à la mine Porgera (Wickland, 2006)

Le but premier de l'expérience des méso-colonnes était l'observation de la consolidation et du drainage du mélange après sa déposition, en plus de valider le maintien de conditions de saturation en eau des mélanges au-dessus de la nappe phréatique (condition vadose). Les résultats de l'essai *in situ* en méso-colonnes, et des tests en laboratoires complémentaires, ont démontrés que les

mélanges ont produit un matériau paste rock avec conductivité hydraulique et AEV similaire à celles des résidus consolidés. La consolidation observée était similaire à celle des roches stériles non mélangées, avec environ 1% de consolidation sur la hauteur de six mètres des colonnes. De plus, un des mélanges est demeuré saturé près 125 jours en condition de drainage. Les profils à la Figure 2-3 ci-dessous démontrent les variations de la pression de l'eau interstitielle (kPa) selon les colonnes. Les pressions mesurées varient en fonction de l'épaisseur de matériel saturé dans les colonnes; les plus faibles pressions mesurées dans la colonne ayant l'épaisseur de matériel saturé la plus petite (Wickland et Wilson, 2005).

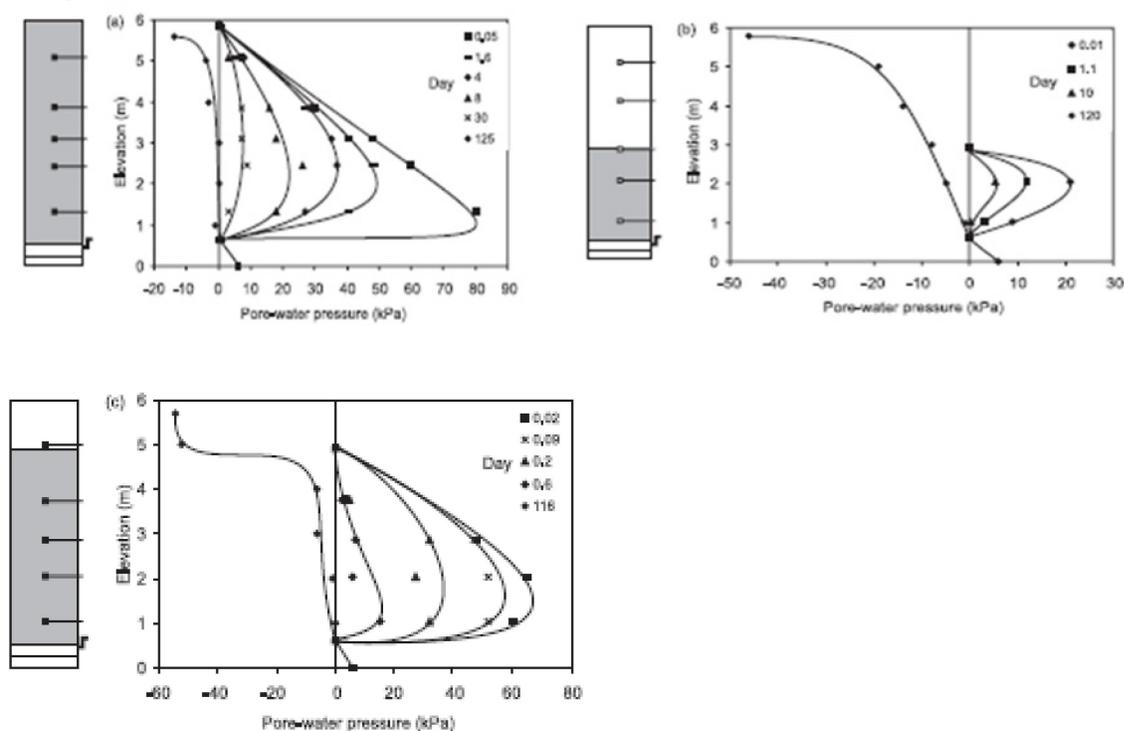


Figure 2-3 : Profils de la variation de la pression interstitielle selon les colonnes (kPa) (Wickland et Wilson, 2005)

2.4.2 Essais en lysimètres in situ (INCO)

En octobre 2004, des mélanges de stériles, résidus, et scories de la mine Copper Cliff à Sudbury, ont été utilisés pour créer un nouveau matériel appelé « co-mix » (Wilson et al., 2006). Le but étant de créer un matériel avec les propriétés physiques et hydrogéologiques optimales afin d'être potentiellement utilisé dans un recouvrement sur un parc à résidus minier.

Les essais préliminaires en laboratoire ont cherché à trouver le mélange qui ressemble le plus aux propriétés du till d'Equity; till qui a servi au recouvrement de la mine Equity Silver en Colombie-Britannique. La comparaison des courbes de rétention d'eau des trois types de matériaux, tel que démontré dans la Figure 2-4, démontre que par sa granulométrie, les caractéristiques hydrauliques souhaitées sont fournies par le till d'Equity (Wilson et al., 2003).

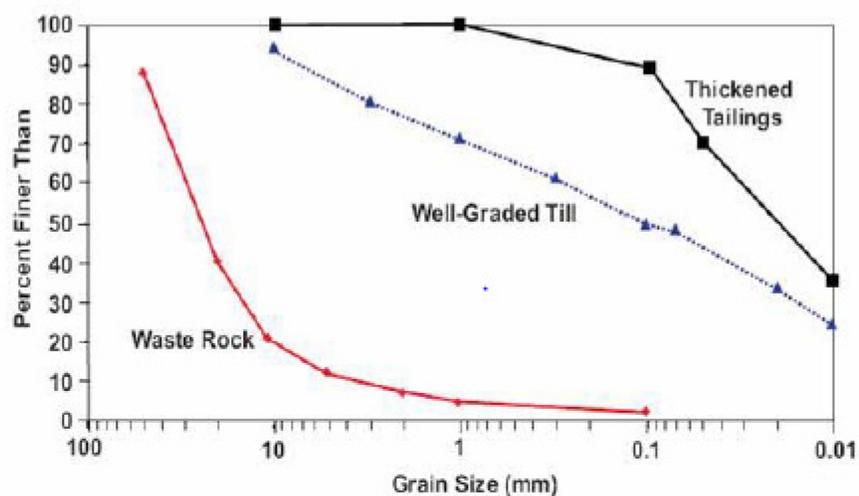


Figure 2-4 : Profil granulométrique des matériaux ayant servi aux lysimètres d'INCO (Wilson, 2006)

Au total, cinq lysimètres de 15 mètres par 15 mètres, et 2,5 mètres de profondeur ont été construits sur le terrain tel qu'illustré sur la Figure 2-5. Une membrane en HDPE a été placée au fond avec une mise en place permettant un drainage vers le centre afin de collecter l'eau d'infiltration verticale. De plus, 1,5 mètre de résidus sableux grossiers générateurs acides ont été placés à la base de chacun des lysimètres. Les cinq configurations de matériaux ont ensuite été mis en place dans chacun des lysimètres.



Figure 2-5 : Séquence de construction des lysimètres d'INCO (Wilson et al., 2010)

L'objectif des lysimètres *in situ* était de mesurer l'infiltration nette ainsi que le taux de drainage pour chaque profil construit de différents ratios de « co-mix » à différentes épaisseurs. Aussi, l'évaluation de la capacité de rétention d'eau (saturation) pour minimiser la diffusion de l'oxygène a été évaluée. L'ajout de 1,5 % de bentonite avec compaction a également été testé sur un des profils.

L'année suivant la construction des lysimètres, INCO a fait l'ajout d'une couverture de sol (terre +silt) comme médium pour la végétation. Un hydro-ensemencement a ensuite été fait avec le mélange de semences normalement utilisé par INCO pour la restauration. Le suivi sur une période de deux ans (2005 et 2006) a permis d'observer que la couverture de « co-mix » réduit drastiquement la quantité d'infiltration verticale de l'eau à travers les différents profils testés. De plus, l'instrumentation en place a permis de démontrer que le « co-mix » demeurerait hautement saturé en tout temps, avec une conductivité hydraulique similaire à celle des résidus miniers. La résistance aux changements de volume et à la dessiccation aide le matériel « co-mix » à être plus résistant que les matériaux argileux aux cycles de gel/dégel et de mouillage/séchage.

Dans la Figure 2-6 ci-dessus, pour la cellule témoin montre que la saturation dans la couche de résidus demeure en dessous des 60 % jusqu'à 1,5 m de profondeur (Wilson et al., 2006).

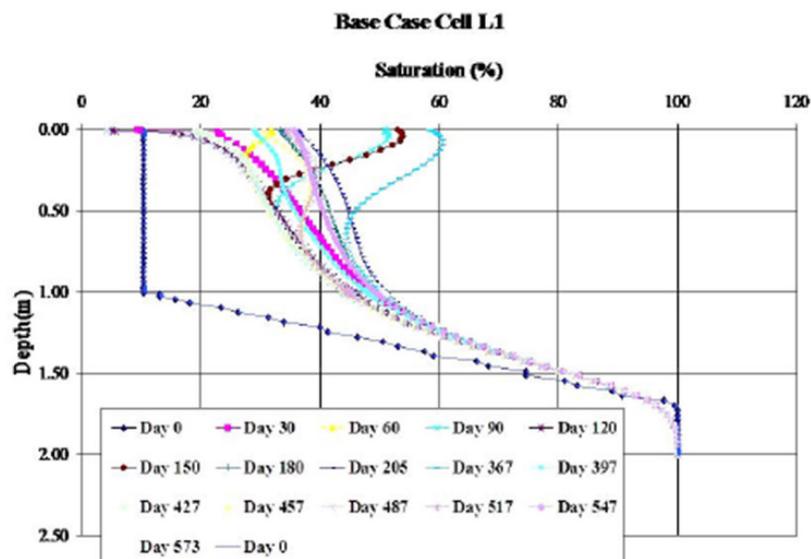


Figure 2-6 : Profil de saturation de la cellule témoin non recouverte de mélange « co-mix »
(Wilson et al, 2006)

D'autre part, le profil d'une des cellules avec couverture (L2) présenté à la Figure 2-7 démontre que la saturation reste généralement supérieure à 80% dans la couverture d'un mètre du mélange de « co-mix » (Wilson et al., 2006). Cette saturation se rapproche de l'objectif visé en restauration de 85 %.

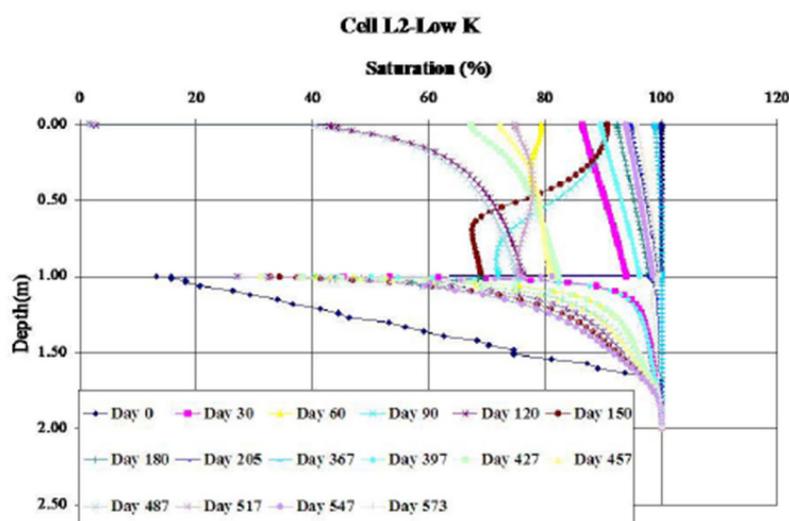


Figure 2-7: Profil de saturation de la cellule avec recouvrement L2 (Wilson et al., 2006)

Les deux essais présentés, que ce soient les méso-colonnes et les cellules d'INCO, ont démontrés qu'un mélange paste rock ou « co-mix » pouvait limiter l'infiltration d'eau et maintenir des conditions saturées, proche de celle visée de 85%, afin d'être potentiellement utilisé comme matériau de recouvrement.

2.5 Sommaire des propriétés des mélanges de type paste rock

Relativement peu d'essais en laboratoire et en cellules de terrain ont été réalisés en utilisant un mélange de type paste rock (Charbonneau et al., 2018). Le tableau 2-4 ci-dessous présente un sommaire des propriétés des mélanges de type paste rock tiré de différentes études. Jusqu'à maintenant, la plupart des études disponibles sur le paste rock ont cherché à déterminer les principales caractéristiques hydro-géotechniques de différents mélanges (Charbonneau et al., 2018), tels que la conductivité hydraulique saturée (k_{sat}), l'index de compression (C_c), le coefficient de consolidation (c_v), le coefficient de variation de volume change (m_v), la résistance au cisaillement, ainsi que les propriétés dynamiques.

Toujours selon Charbonneau et al., (2018), les ratios de stériles et de résidus utilisés pour produire un mélange de paste rock sont variables d'une étude à l'autre (de $< 1 : 1$ à $> 7 : 1$). Ceci rend difficile la comparaison entre les mélanges afin d'en tirer des conclusions claires. Cependant, les travaux de Wickland (2006) et Wilson (2008) ont démontré que le ratio optimal pour un mélange

de type paste rock devrait se situer approximativement entre 4 :1 et 5 :1 (stériles : résidus en masse sèche). Les propriétés du paste rock, selon la littérature disponible se retrouvent dans le Tableau 2-4 ci-dessous :

Tableau 2-4 : Sommaire des propriétés des mélanges de type paste rock (Laboratoire et terrain). Tiré de Charbonneau et al., (2018)

Références	Ratios secs testés	Taille maximale des particules	ksat	AEV	Paramètre mécanique	Observations
Williams and Kuganathan (1992)	4 :1; 2.3 :1 1.5 :1 0.67 :1	19 mm	5×10^{-5} m/s pour le ratio 1.5 :1	-	Contrainte appliquée de 10 à 640 kPa	Dissipation rapide de la pression de l'eau interstitielle
Wilson et al. (2008) (Détails dans la thèse de Wickland, 2006, et la thèse de Miskolczi, 2007)	5:1; 6:1 et 7:1 dans des méso-colonnes (MC) 1:1:2 (stérile: scories: résidus) dans cinq grands lysimètres (L).	<ul style="list-style-type: none"> • 30 mm pour MC • 150 mm pour L 	<ul style="list-style-type: none"> • $\sim 1 \times 10^{-8}$ m/s pour le 5:1 (MC); 2×10^{-7} m/s, sans compaction (L) • 4×10^{-8} m/s, compaction (L) • 3×10^{-8} m/s avec 1.5% bentonite ajoutée (L) • 5×10^{-9} m/s avec compaction et 1.5% de bentonite ajoutée (L) 	<ul style="list-style-type: none"> • 100 kPa pour 4.4:1 (MC) • 30 à 50 kPa pour L 	<ul style="list-style-type: none"> • Densité entre 2100 et 2300 kg/m³ (MC) • Densité entre 2000 et 2200 kg/m³ (L) 	<ul style="list-style-type: none"> • Le 5:1 a maintenu une pleine saturation après 125 jours de drainage (MC) • Pour L: <ul style="list-style-type: none"> - Les couches de Paste rock ont réduit le volume d'infiltration de l'eau (plus d'efficacité avec compaction) - Les couches sont demeurées saturées. - Résistant au changement de volume et la fissuration en lien avec le gel /dégel et les cycles de mouillage/séchage.
Wickland et Wilson (2005)	5:1 (Essai en grande colonne de 100 jours) 7.5:1; 7.5:1 et 12.5:1 en colonnes	150 mm	4×10^{-8} – 1×10^{-7} m/s	-	• Décantation et consolidation (sous son propre poids) entre 2.4% to 4.7%	<ul style="list-style-type: none"> • Suivi de l'évolution des pressions interstitielles et du drainage dans des colonnes de 6 m. • Essai sur 100 jours: aucune désaturation majeure dans les colonnes.

Tableau 2-5 : Sommaire des propriétés des mélanges de type paste rock (Laboratoire et terrain).
Tiré de Charbonneau et al., (2018) -suite

Références	Ratios secs testés	Taille maximale des particules	ksat	AEV	Paramètre mécanique	Observations
Wickland et al. (2006)	4.4 :1 et 4.8 :1	50 mm	-	-	<ul style="list-style-type: none"> Densité sèche initiale de 1842 kg/m³ pour le ratio 4.8 :1 C_c: 0.016 – 0.073 pour le ratio 4.4 :1 et 0.048 – 0.059 pour le ratio 4.8 :1 (C_c ↗ avec l'application d'une contrainte ↗) 	<ul style="list-style-type: none"> <10% en changement de volume après essai de compression. e ↘ avec ↗ σ_v' (e initial inférieur au e des résidus et stériles.)
Khalili et al. (2010) (part I)	4.32:1 à 4.99:1 Essais triaxiaux (charge verticale maximale max de 400 kPa)	9.4 mm	-	-	<ul style="list-style-type: none"> φ' max = 42.8° pour réponse en cisaillement drainé; φ' max (compression) = 40.5°; et φ' max (extension) = 39.8° pour réponse en cisaillement non drainé. 	<ul style="list-style-type: none"> Comportement mécanique du paste rock similaire au comportement des stériles seuls,
Wijewickreme et al. (2010) (part II)	4.57:1 à 4.9:1 (23 essais triaxiaux non drainés.	9.4 mm	-	-	<ul style="list-style-type: none"> Valeurs des ratios de contrainte cyclique de 0.08, 0.15, 0.26. φ' max d'environ 40° 	<ul style="list-style-type: none"> Bon écoulement observé pour les échantillons. Comportement similaire aux stériles miniers.
Wickland et al. (2010)	4.2 :1 4.3 :1 5 :1 6 :1 7 :1	25.4 mm	<ul style="list-style-type: none"> 4.9x10⁻⁹ – 7.6x10⁻⁸ 4.3x10⁻⁹ – 2.3x10⁻⁸ 1x10⁻⁸ – 3.9x10⁻⁸ 5.4x10⁻⁸ 1.3x10⁻⁷ 	-	<ul style="list-style-type: none"> c_v= 8.8E-6 m²/s et m_v= 8.5E-7 m²/N pour le ratio 5 :1 	<ul style="list-style-type: none"> le mélange se consolide plus rapidement que les résidus.

2.6 Méthodes de mise en place utilisées

Leduc et Smith (2003) ont discuté des avantages et problématiques liées aux mélanges de résidus fins et de stériles grossiers dans un contexte de co-disposition, tel que la méthode sélectionnée, et ils ont fait mention que celle-ci doit être évaluée spécifiquement pour chaque site et chaque rejet miniers. Dans leur présentation, on retrouve la description sommaire de quatre méthodes de mise en place pour la co-disposition de stériles et de résidus :

- La déposition de résidus dans des petits étangs entre des bermes de stériles;

- Le mélange homogène de résidus et de stériles (Figure 2-8);
- L'injection de résidus dans un empilement de stériles;
- Le plaquage de résidus dans les pentes d'empilement de stériles.

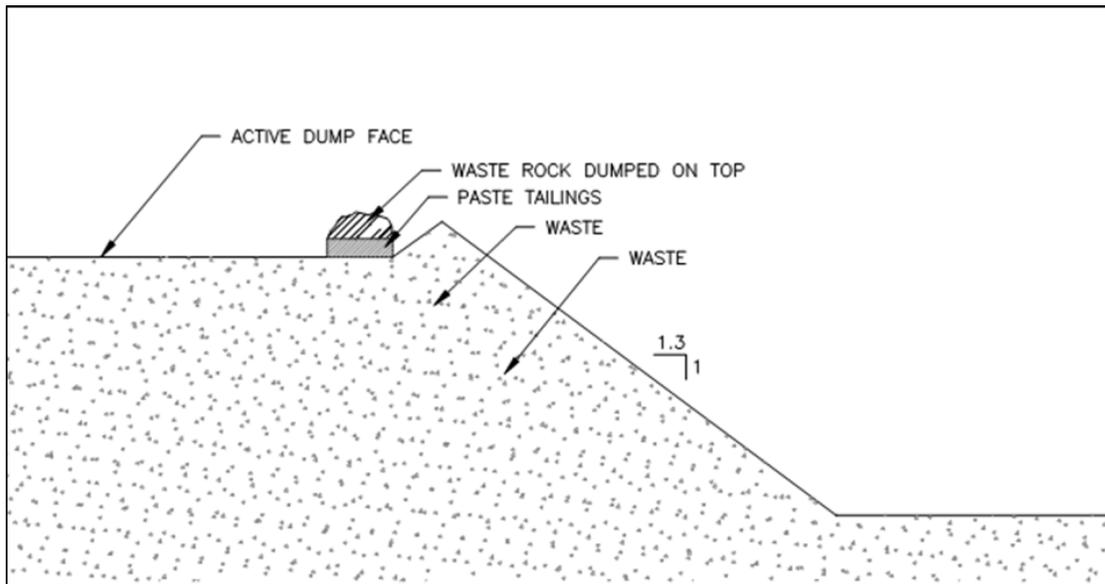


Figure 2-8: Mise en place avec un mélange homogène de résidus et de stériles (Leduc et Smith, 2003)

La seule méthode qui peut être appliquée à un recouvrement de type paste rock pour la restauration de rejets miniers est le mélange homogène des résidus fins et des stériles grossiers. Toujours selon Leduc et Smith (2003), les avantages liés à un mélange homogène sont le contrôle de qualité pouvant être faite sur le matériel, la flexibilité dans la séquence de déposition, la coordination simplifiée de la décharge de résidus et des stériles, et qu'un meilleur mélange baisse la probabilité de problématique de stabilité et la nécessité d'ajouts de liants.

Typiquement, les méthodes de mises en place utilisées pour un mélange homogène, ou co-disposition, des résidus et de stériles miniers sont les suivantes (Wickland, 2006) :

- Par pompage ;
- Par alternance de couches (« co-mingling », « layering ») ;
- Mélange homogène par l'utilisation de camion mélangeur.

La co-disposition de stériles et résidus miniers par pompage a surtout été étudiée dans les mines de charbon (Williams, 1996). Les résidus et stériles de ces mines sont plus fins, donc plus propices au pompage que des stériles plus grossiers tels ceux des mines de métaux. Cependant, le principal désavantage d'une déposition par pompage est la ségrégation des particules qui affecte l'homogénéité du mélange et ses propriétés hydriques (Williams, 1996).

Selon Wickland et al., (2017), la méthode par alternances de couches successives ou de « co-mingling » a été appliquée dans quelques mines dans le monde, dont la mine Agua Blanca (Espagne) et Cerro de Maimon (République Dominicaine). Selon Leduc (2003), l'application par pompage d'une couche de 200-500 mm de résidus sur une couche de 5 mètres de stériles est simple et permet l'infiltration des résidus dans les stériles. Cette approche aurait plusieurs avantages dont : l'absence de contact de la machinerie avec les résidus, ne nécessite pas de système d'injection à haute pression, limite ou élimine l'utilisation de ciment, et peut se faire avec un contrôle visuel de la qualité.

Finalement, une des méthodes utilisées pour assurer le mélange homogène des stériles et des résidus est l'utilisation de camion mélangeur, tel que ceux utilisés pour le mélange du ciment. C'est cette méthode qui a été utilisée dans les essais in situ en méso-colonnes et en lysimètres (Wickland, 2006; Wilson, 2008). Dans le cas des méso-colonnes, de la ségrégation a été observée dans deux des trois colonnes. Il y a également une limite à la granulométrie des stériles qui peuvent être mélangés dans un camion mélangeur. Dans les lysimètres d'INCO, la granulométrie des stériles a été limitée à 100 mm.

Une série d'essais par méthode centrifuge ont été réalisés par Antonaki et al., (2018), afin d'examiner la consolidation, la réponse dynamique, le potentiel de liquéfaction, et la stabilité des pentes des résidus miniers seuls comparés aux mélanges avec des stériles miniers. Dans ces essais, ils ont établi que le ratio de mélange de roches stériles et de résidus (en masse sèche) avec lequel les interstices des stériles sont tout juste remplis de résidus fin a été établi à 2.3 : 1. Le temps de consolidation et de décantation a été réduit de 2,5 fois lorsqu'ils ont utilisé un ratio de 2 : 1, cependant ce ratio est liquéfiable, car contrôlé par les fines. Lorsqu'ils ont étudié un ratio de 3 : 1, celui-ci était non-liquéfiable et démontait peu de déformation en pente, car contrôlé par les stériles, mais ne rencontrait pas les objectifs de saturation requis pour limiter les exfiltrations et le drainage minier acide (DMA).

Dans le cadre de ce projet, un questionnement devra donc se faire au niveau du mode de mise en place utilisé pour cette technologie afin de produire un mélange optimal pour l'essai en cellule expérimentale avec du matériel disponible à la mine LaRonde.

2.7 L'ajout de calcaire pour le contrôle à long terme du drainage minier acide (DMA)

L'ajout d'un amendement avec une capacité de neutralisation élevée fait de calcaire à un rejet minier acidogène peut potentiellement minimiser le risque de drainage minier acide (DMA). Dans ces travaux, Andrina (2009) a cherché à comprendre le critère géochimique requis pour améliorer l'efficacité de la méthode de mélange d'un amendement calcaire à un stérile minier pour le contrôle à long terme du DMA. La quantité de gravier calcaire ou de chaux ajoutée, ainsi que l'homogénéité du mélange sont des facteurs clés afin d'atteindre cet objectif. La quantité de calcaire ajouté est habituellement déterminée par le potentiel acidifiant (PA) des rejets miniers acidogènes versus le potentiel neutralisant (PN) du calcaire. Au Québec, selon la Directive 019 sur l'industrie minière du Ministère de l'Environnement, et de la Lutte aux changements climatiques (MELCC), un ratio de PN/PA doit être obtenu afin de classer le rejet minier à faible risque. Les travaux de Andrina (2009) ont évalué des mélanges de calcaires à ratio PN/PA variant de 2.1 à 534, avec les méthodes de mélange suivantes :

- Calcaire et stériles mélangés et déchargés par camions ;
- Calcaire et stériles alternés et déchargés par camion ;
- Calcaire et stériles déposés en couches par camions ;
- Calcaire et stériles concassés et déposés par convoyeur.

Seule la méthode de mélange par concassage et déposition par un convoyeur a démontré une bonne performance au niveau de l'homogénéité du mélange. Les échantillons provenant de cet essai étaient plus uniformes, et avec un taux d'oxydation des sulfures plus faibles, voir Tableau 2-5 ci-dessous. De plus, dans les essais sur le terrain, les essais construits avec la méthode de déposition par camions n'ont pas réussi à prévenir le DMA.

Tableau 2-6 : Taux d'oxydation des essais de mélange d'amendements calcaires (Andrina, 2009)

Period	Oxidation Rate, kg O ₂ /kg material-second				
	Blended panels				Unblended panel
	Pre-mixed Truck dumping (panel 4)	Alternated Truck dumping (panel 5)	Layered Truck dumping (panel 6)	Crushed Stacker dumping (panel 7)	
Year 1	1.4 X 10 ⁻¹¹	1.4 X 10 ⁻¹⁰	3.4 X 10 ⁻¹¹	7.1 X 10 ⁻¹²	9.5 X 10 ⁻¹¹
Year 2	5.8 X 10 ⁻¹¹	3.2 X 10 ⁻¹⁰	2.9 X 10 ⁻¹⁰	8.0 X 10 ⁻¹²	7.6 X 10 ⁻¹¹
Year 3	4.9 X 10 ⁻¹¹	1.8 X 10 ⁻¹⁰	3.5 X 10 ⁻¹¹	N/A	5.4 X 10 ⁻¹¹
Overall	4.0 X 10 ⁻¹¹	2.2 X 10 ⁻¹⁰	1.3 X 10 ⁻¹⁰	7.9 X 10 ⁻¹²	7.5 X 10 ⁻¹¹

2.8 Les besoins en recherche

L'utilisation de mélanges de stériles et de résidus miniers de type paste rock dans un recouvrement est une belle opportunité de valorisation des rejets miniers produits directement sur le site. Afin que l'industrie minière puisse considérer l'utilisation d'un recouvrement de type paste rock, fait d'un mélange de résidus fins et de stériles miniers grossiers, sa performance à long terme doit être évaluée et sa viabilité établie.

La co-disposition est une avenue relativement récente et a été mise en application, entre autres, pour le pompage des rejets des mines de charbon (Williams 1996). Les barrières à l'utilisation de cette technique à grande échelle sont les coûts en capitaux et d'opération pour le concassage des stériles, la filtration des résidus, mélanger les deux matériaux, et faire la mise en place du mélange.

Relativement peu d'études en laboratoire ou en cellules de terrain ont été faites sur les mélanges de type paste rock, et celles réalisées se sont concentrées sur la caractérisation des propriétés hydro-géotechniques des mélanges (Charbonneau et al., 2018). Mais l'impact du mélange sur les propriétés physiques et mécaniques n'est pas encore bien connu. Les travaux de Wickland (2006) et Wilson (2008) ont démontré que le rapport optimal (stérile : résidus) pour un mélange paste rock se situe entre 4:1 et 5:1 (en masse sèche). Malgré cela, une vraie méthode pour la détermination du ratio optimal est à développer.

De plus, il y a un intérêt à poursuivre l'évaluation de l'efficacité de l'ajout d'amendements calcaires (ou autre) à des matériaux de recouvrement alternatifs. Par exemple, est-ce que l'ajout d'un

amendement pourrait être une option afin de neutraliser à long terme la génération de DMA dans un recouvrement fait de matériaux potentiellement générateurs d'acidité?

Un autre aspect important à évaluer est l'impact des conditions climatiques sur les propriétés des mélanges. Les effets des cycles de gel/dégel, des cycles de mouillage/séchage, et de l'impact des changements climatiques sont à évaluer pour se prononcer sur la viabilité de cette technique de disposition des rejets miniers.

Les bases de certaines études déjà réalisées pourraient servir à pallier le manquement actuel en travaux de recherche. Par exemple, l'étude de Mohammad et al. (2017) a comme objectif principal d'évaluer la viabilité de l'utilisation des mélanges de stériles et résidus (appelés « WR&T » dans ses travaux) dans une couche de rétention d'eau au sein d'un recouvrement alternatif de type stockage-relargage. Ce type de recouvrement est utilisé dans les régions arides et semi-arides. Cependant, cette étude peut servir de base à une évaluation éventuelle de la viabilité de l'utilisation du paste rock dans une couche de rétention d'eau telle que nous les utilisons au Québec.

Le cas de base pour les travaux de Mohammad et al. (2017) est la couche de rétention d'eau fait d'un sol utilisé à la mine Missoula au Montana. Ils ont remplacé ce sol en premier lieu par des résidus seulement, et dans un deuxième temps par un mélange paste rock. Une de principales conclusions est qu'afin de reproduire une capacité de rétention d'eau équivalente au sol ou aux résidus dans la couche de rétention d'eau, ils ont dû ajuster l'épaisseur de la couche faite d'un mélange paste rock. L'ajout de stériles grossiers à un matériau fin d'une couche de type stockage-relargage augmente la percolation au travers la couche et en diminue la performance. Une augmentation de l'épaisseur d'une couche faite de paste rock vient pallier cette problématique et en assure la viabilité.

CHAPITRE 3 MÉTHODOLOGIE DE L'ÉTUDE ET RÉSULTATS DE CARACTÉRISATION DES MATÉRIAUX

La méthodologie employée pour mener à bien ce projet de recherche se divise en trois volets :

- La caractérisation au laboratoire des matériaux de recouvrement (résidus, stériles, et mélange paste rock);
- L'étude au laboratoire des configurations au moyen de modèles physiques (grandes colonnes); et
- L'étude d'une des configurations en colonne dans une cellule expérimentale de terrain construite sur le site de la Mine LaRonde (Agnico Eagle Ltée).

Ce chapitre présente le matériel et les méthodes utilisées afin de caractériser les propriétés physiques, minéralogiques, hydrogéotechniques, et chimiques des matériaux individuels (stériles et résidus) et du mélange de recouvrement en paste rock, ainsi que les résultats de caractérisation des matériaux. Il est très important dans cette étude de connaître les caractéristiques de chacun des matériaux utilisés ainsi que leur comportement individuel afin de comprendre par la suite les résultats obtenus sur le mélange. Le montage des colonnes pour le modèle physique des recouvrements en paste rock et leur instrumentation, ainsi que les travaux et/ou les essais réalisés sur les colonnes sont aussi présentés. Finalement, la conception et le mode de mise en place de la cellule expérimentale de terrain, son instrumentation, et les essais réalisés sur la cellule sont présentés pour clore ce chapitre.

3.1 Origine, échantillonnage et préparation des échantillons de roches stériles et de résidus miniers

En novembre 2014, les échantillons de stériles ont été prélevés avec une pelle mécanique sur la halde à stériles du secteur Penna de la Mine LaRonde, par Sandra Pouliot aidée de l'étudiant Alex Kalonji-Kabambi et du technicien Tony Grondin de l'Unité des Recherches et des Services en Technologies Minérales (URSTM). Par la même occasion, les résidus miniers LaRonde, non décyanurés et non désulfurés, ont quant à eux été échantillonnés directement sur une des plages du parc à résidus. Les résidus et les stériles ont été placés dans des barils de 45 gallons (170 litres).

Quatre barils des résidus et sept barils des stériles, tels que dans la Figure 3-1, ont été transportées au laboratoire de l'URSTM. Notons que la granulométrie de l'échantillon de roche stérile a été

déjà tronquée à 50 mm à l'aide d'un tamis directement sur le terrain avant son transport au laboratoire.



Figure 3-1 : À gauche, les stériles et à droite les résidus miniers de la mine LaRonde

3.2 Méthode de caractérisation des matériaux

3.2.1 Courbe granulométrique

Toutes les caractérisations granulométriques de ce projet faites au laboratoire de l'URSTM s'inspirent de la norme ASTM D422.

Résidus miniers

Les courbes granulométriques des résidus miniers LaRonde ont été obtenues à l'aide du granulomètre laser Malvern Mastersizer (voir Figure 3-2). La fraction granulométrique couverte est comprise entre 0,05 et 900 μm . Ce granulomètre laser utilise comme principe de fonctionnement les propriétés de diffraction des grains. Les particules à caractériser sont dans une suspension aqueuse à l'intérieur d'une cellule d'analyse, et un faisceau laser est dévié au contact de celles-ci. L'intensité et les mesures des angles de déviation du faisceau permettent de déterminer la courbe granulométrique du matériau. Plus les particules sont grosses et plus le rayon sera diffracté.

Les données brutes obtenues du granulomètre sont traitées dans Excel via le logiciel PGranuloVPB. En plus de la courbe granulométrique, les données telles que le D10, D30, D50, D60, et D90, où par exemple le D60 correspond au diamètre des particules pour lequel il y a un pourcentage des tamis

cumulés de 60 %. Ces paramètres nous permettent de calculer le coefficient d'uniformité $C_U = D_{60}/D_{10}$, qui est l'étalement de la courbe des grains selon leur diamètre, ainsi que le coefficient de courbure $C_C = (D_{30})^2 / D_{10} \times D_{60}$, qui sert à quantifier la distribution des grains dans une courbe granulométrique.

Sériles miniers

Comme les sériles miniers contiennent à la fois des particules grossières et des particules fines, les essais pour déterminer la granulométrie sont menés en trois étapes. La première étape consiste à tamiser aux grands tamis de 50 mm pour enlever les gros cailloux. Cette étape fut réalisée lors de l'échantillonnage sur le terrain. La deuxième étape est réalisée au laboratoire, où l'échantillon est homogénéisé et entreposé dans les barils. Enfin la troisième étape consiste à effectuer les analyses granulométriques, soit en partie à la main à l'aide des tamis de mailles 56mm, 40 mm, 28mm, 20 mm, 14 mm, 10 mm, et 5 mm. Les passants à 5 mm sont analysés au granulomètre électrique (voir Figure 3-2) avec l'aide des tamis 2,5 mm, 1,25 mm, 630 μm , 315 μm , 160 μm , et 80 μm . Finalement, il faut avoir recours à l'analyse au granulomètre laser Malvern Mastersizer afin de déterminer la distribution granulométrique de la fraction fine pour les particules passant 80 μm , avec une procédure identique à celle présentée pour les résidus miniers. Comme la masse initiale du matériel est connue, il suffit de peser la fraction retenue dans chaque tamis pour nous permettre de tracer la courbe granulométrique. Cette courbe nous indique les critères propres au matériel tel le D10, D30, etc., tel que discuté dans la section sur la granulométrie des résidus miniers.



Figure 3-2 : Granulomètre au laser (à gauche) et granulomètre électrique (à droite)

Le paste rock

Comme le mélange paste rock est constitué de stériles miniers et de résidus, il subit les mêmes étapes que le stérile soit un tamisage manuel jusqu'au tamis 5 mm, puis un tamisage électrique jusqu'au tamis 80 μm , suivis de l'analyse au Malvern. Toutefois, comme le matériel est aggloméré de façon compacte, il faut préalablement séparer après immersion dans l'eau, la fraction passante à 800 μm de celle retenue. La fraction retenue est séchée à l'étuve et ensuite passée aux tamis manuels jusqu'à 5 mm

La fraction passant à 800 μm est mise dans un filtre-presse (Figure 3-3) afin d'y récupérer la partie solide, et ensuite est séchée à l'étuve. Une fois sec, le matériel est mélangé avec la fraction passante au tamis 5 mm en utilisant un homogénéiseur pendant 15 minutes. Comme la masse du matériel initiale est de plus de 15 kg, il est nécessaire de passer plusieurs fois la fraction passant à 5 mm au diviseur avant de pouvoir faire le tamisage électrique. Les restes du procédé se déroulent de la même manière qu'avec les stériles miniers.



Figure 3-3 : Filtre-presse (à gauche) et diviseur de particules (à droite)

3.2.2 Densité relative des grains (D_r)

La densité relative des grains (D_r , aussi décrit parfois par le symbole G_s) est obtenue de deux façons, soit en utilisant le bassin d'immersion pour les particules de diamètre supérieur à 5 mm, et en suivant la norme D854-10 (ASTM, 2012) par un pycnomètre à hélium pour les particules fines.

Les résidus miniers

Le pycnomètre à l'hélium (Micromeritics AccuPyc 1330 sur la Figure 3-4) permet de déterminer la densité relative des grains d'un matériau massif ou poreux à partir de la mesure du volume d'un échantillon de masse connu. Par pression de gaz entrant dans un cylindre de volume connu, l'appareil mesure le volume inoccupé du cylindre pour résoudre l'équation suivante :

$$D_r \text{ résidus} = \text{masse} / \text{volume} \quad (3.1)$$



Figure 3-4 : Pycnomètre à l'hélium AccuPyc 1330 Micromeritics

Les stériles miniers

Pour les stériles miniers, la technique utilisée est celle du bassin d'immersion. Après la mise de côté de la fraction passante à 5 mm, l'échantillon est séché puis pesé (masse A). Après un lavage pour éliminer les poussières, l'échantillon est immergé dans un bassin pour au moins 24 heures afin d'atteindre une pleine saturation. Le granulat est ensuite sorti de l'eau, on le sèche légèrement sans que l'eau contenue dans les pores ne s'évapore. Cette portion de notre échantillon, qui est dit « saturée, mais superficiellement sèche » est pesée puis déposée dans un panier en treillis métallique que l'on dépose dans le bassin pour en connaître sa masse dans l'eau (masse B). L'échantillon doit être libéré de l'air contenu entre les grains et totalement immergé afin que notre pesée soit valide. Une fois les résultats des masses A et B obtenus, la densité relative est obtenue à l'aide de l'équation suivante :

$$D_r \text{ stériles} = A / (A - B) \quad (3.2)$$

Le principe du bassin d'immersion est illustré à la Figure 3-5 :

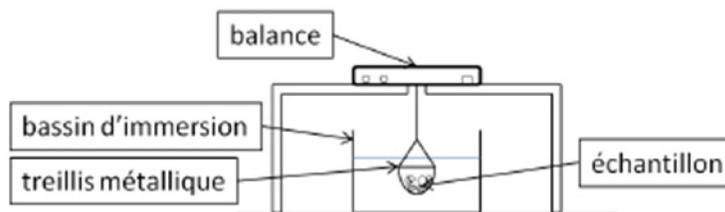


Figure 3-5 : Schéma du bassin d'immersion pour déterminer le D_r de particules grossières

3.2.3 Essais de compactage Proctor

Les essais de compactage Proctor normal sont réalisés suivant la norme ASTM D698-12, méthode A pour les résidus miniers et méthode D pour les stériles miniers. Deux moules cylindriques normalisées de 101,6 mm et 152,4 mm de diamètre sont utilisés respectivement pour les résidus et les stériles. Une quantité de ces matériaux est placée en trois couches successives dans le moule. À l'aide d'une masse normalisée de 2,524 kg de poids et avec une hauteur de chute de 303,8 mm, on compacte le matériau en faisant 25 coups par couche pour les résidus et 56 coups par couche pour les stériles. La masse normalisée permet un compactage homogène, et uniformément réparti sur la couche du matériau. L'essai est reproduit au moins 5 fois sur des échantillons avec des teneurs en eau variables. À chaque fois, on mesure le poids unitaire sec après compactage et la teneur en eau massique (après séchage à l'étuve). Finalement, on détermine la variation du poids unitaire sec γ_d en fonction de la teneur en eau massique w . Ces points permettent de tracer une courbe du poids unitaire sec γ_d en fonction de la teneur en eau w dont le sommet, en forme de cloche, correspond à l'optimum Proctor (w_{opt} , $\gamma_{d opt}$). Cet optimum correspond à la teneur en eau, pour une énergie de compactage donnée, à laquelle la densité de compactage sera la plus élevée.

3.2.4 Analyses par ICP-AES et par diffraction des Rayon-X (DRX)

Les concentrations pour les principaux paramètres géochimiques des résidus et des stériles ont été déterminées par la dissolution de chacun des échantillons afin de pouvoir le lire sur le spectromètre d'émission atomique ICP-AES (qui analyse des échantillons liquides seulement). Chaque échantillon a préalablement été dissout par de l'acide nitrique (HNO_3), du brome liquide (Br_2), de l'acide fluorhydrique (HF), et de l'acide chlorhydrique (HCL). Le spectromètre est calibré pour

reconnaître l'intensité émise par chaque métal potentiellement présent, permettant une identification précise de ceux qui le sont vraiment et en quelle quantité, selon l'intensité lumineuse.

Des analyses au diffractomètre aux rayons X (DRX) ont également été réalisées sur les échantillons des résidus et des stériles afin de déterminer leurs compositions minéralogiques de façon qualitative ainsi que leur estimation semi-quantitative. Ces analyses sont faites sur des échantillons de résidus et des stériles, préalablement broyés $\sim 10 \mu\text{m}$, avec un diffractomètre Bruker A.X.S. Advance D8 en mode $\theta/2\theta$ pour les angles de diffraction de 5° à 70° au laboratoire de l'UQAT. La méthode consiste à bombarder l'échantillon avec des rayons X et à enregistrer les rayons X diffractés en fonction d'un angle de déviation 2θ ("deux-thêta") du faisceau. Les rayons X diffractés forment le diagramme de diffraction ou diffractogramme. Finalement, l'interprétation de ce diffractogramme à l'aide de logiciels (DiffracPlus EV3 et Topas) permet de déterminer la composition minéralogique de l'échantillon. La limite de détection du diffractomètre utilisé est de 1%. Celle-ci peut varier selon les phases minérales présentes dans l'échantillon.

3.2.5 Évaluation des pourcentages du soufre et du carbone

Des analyses au four à induction LECO (modèle ELTRA CS 2000 Carbon Sulfur Determinator PC controlled, voir Figure 3-6) ont permis de déterminer la teneur en soufre total et en carbone (sans distinction de leur nature et origine) des résidus, des stériles, et du mélange paste rock. Lors de cet essai, un petit échantillon ($\sim 1 \text{ g}$) de chacun des matériaux est introduit dans un four à induction et chauffé à plus de 1650°C pendant 1 à 2 minutes. Une telle température cause la volatilisation des molécules de carbone et de soufre qu'une cellule spectrométrique à infrarouge quantifie par absorption selon les longueurs d'onde. Ces analyses sont réalisées sur des matériaux préalablement pulvérisés. La limite de détection de la méthode utilisée est de 0,04% pour le carbone et 0,004% pour le soufre. C'est à partir de ces résultats d'analyses que le potentiel de génération d'acide (PA) pour les différents matériaux peut être déterminé en utilisant la relation $\text{PA} = \% \text{ S} \times 31,25$.



Figure 3-6 : Four à induction de type LECO

3.2.6 Détermination de la conductivité hydraulique saturée (k_{sat})

C'est le test de perméabilité qui permet de déterminer la conductivité hydraulique saturée des trois matériaux de notre étude, soient les résidus, les stériles, et le mélange paste rock. Deux principaux types d'essais ont été réalisés au laboratoire afin de déterminer la conductivité hydraulique saturée (k_{sat}) : les essais au perméamètre normé à parois rigides pour les matériaux fins, et les essais en colonne pour les matériaux grossiers.

Les essais de perméabilité pour les résidus miniers

Comme les résidus ont une granulométrie fine, le perméamètre à paroi rigide est utilisé pour la réalisation de l'essai pour déterminer k_{sat} . Le test est fait à charge variable selon la norme ASTM D5856-95 (07).

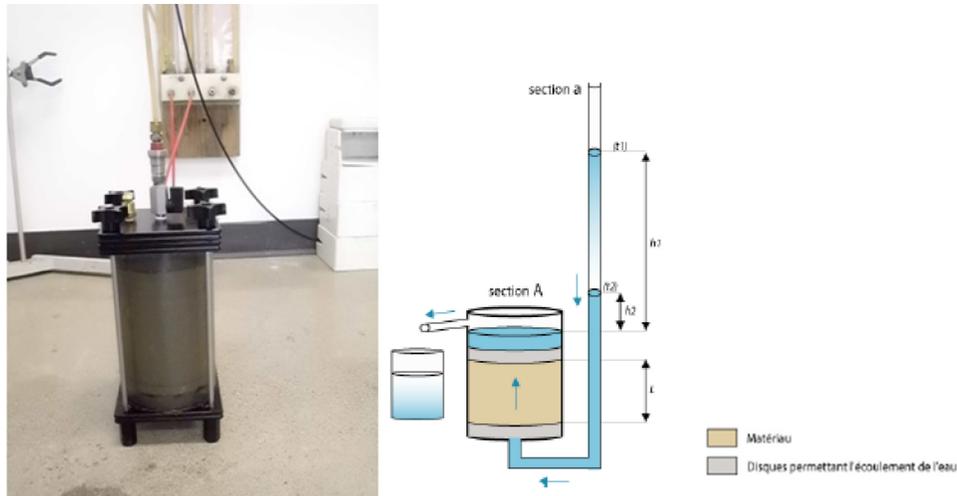


Figure 3-7 a et b : Photo du perméamètre standard et schéma du protocole pour la réalisation d'un essai de perméabilité à charge variable

Le perméamètre utilisé, présenté à la Figure 3-7, a un diamètre interne de 11,4 cm avec à sa base une plaque perforée ou une pierre poreuse ainsi qu'un géotextile. Pour assurer une bonne adhérence du matériel contre les parois, on y applique une graisse de laboratoire avant d'y placer les résidus compactés en couches successives. Un géotextile et une plaque perforée ou pierre poreuse sont déposés sur le dessus du perméamètre rempli, avant de la fermer hermétiquement. Le perméamètre rempli de résidus est pesé à vide pour connaître la masse du matériel. Pour saturer l'échantillon, le perméamètre est raccordé à une cellule de mariotte pour une période pouvant varier de plusieurs heures à plusieurs jours. Une fois saturé, le perméamètre est raccordé par le dessous à une burette graduée qui est préremplie d'eau désaérée. La différence de hauteur d'eau (h) dans la burette mesurée à intervalle de temps régulier (t) permet de déterminer la rapidité d'écoulement de l'eau à travers le matériel.

Avec les données obtenues, la valeur de k_{sat} est obtenue grâce à la formule suivante :

$$k_{\text{sat}} \text{ (cm/s)} = L / (t_2 - t_1) * \frac{a}{A} * \ln\left(\frac{h_1}{h_2}\right) \quad (3.2)$$

Avec:

K_{sat} = conductivité hydraulique saturée

A et a = surfaces en cm^2

h_1 et h_2 = hauteurs (cm)

t_1 et t_2 = temps (s)

Il est également possible de prédire la conductivité hydraulique saturée k_{sat} . Les deux modèles plus souvent utilisés sont les modèles de Kozeny-Carman et Kozeny-Carmen modifié. Le modèle de Kozeny-Carman (KC) est défini selon l'équation qui suit (Chapuis et Aubertin, 2003) :

$$k_{sat} \text{ (cm/s)} = \frac{c g}{\mu_w \rho_w s_s^2 D_r^2} \frac{e^3}{(1+e)} \quad (3.3)$$

Où

k_{sat} = Conductivité hydraulique saturée [cm/s]

C = Constante du modèle ($C=0.2 \times 100$, selon les unités de S_s)

g = Accélération gravitationnelle ($g=9,81 \text{ m/s}^2$)

e = Indice des vides du matériau [-]

μ_w = Viscosité dynamique de l'Eau ($\approx 10^{-3} \text{ Pa}\cdot\text{s}$ à 20°C)

ρ_w = Masse volumique de l'eau ($\approx 998 \text{ kg/m}^3$ à 20°C)

S_s = Surface spécifique des grains solides [m^2/kg]

D_r = Densité relative des grains solides [-]

La conductivité hydraulique saturée (k_{sat}) obtenue par nos essais a été comparée au k_{sat} obtenue par des méthodes prédictives de Chapuis et al. (2004), et de Shepherd (1989).

La formule tirée de Chapuis et al.(2004) :

$$k_{sat} \text{ (cm/s)} = 2.4622 * \left(\frac{(D_{10} * 10^2) * e^2}{(1+e)} \right)^{0.7825} \quad (3.4)$$

La formule tirée de Shepherd (1989) :

$$k_{sat} \text{ (cm/s)} = 2.53 * 0.01 * D_{50}^{1.5} \quad (3.5)$$

Également, le modèle de Kozeny-Carmen modifié (KCM) se définit quant à lui par l'équation suivante (Aubertin et al. 1996; Mbonimpa et al. 2002) :

$$k_{\text{sat}} \text{ (cm/s)} = C_G \frac{\gamma_w e^{3+x}}{\mu_w (1+e)} C_U^{1/3} D_{10}^2 \quad (3.6)$$

où k_{sat} = Conductivité hydraulique saturée [cm/s]

C_G = Constante du modèle ($C_G = 0,1$)

γ_w = Poids unitaire de l'eau (9,81 kN/m²)

μ_w = Viscosité dynamique de l'Eau ($\approx 10^{-3}$ Pa·s à 20°C)

e = Indice des vides du matériau [-]

x = Paramètre de tortuosité du modèle (≈ 2)

D_{10} = Diamètre des grains correspondant à 10% passant sur la courbe granulométrique

C_U = Coefficient d'uniformité ($C_U = \frac{D_{60}}{D_{10}}$) [-]

L'utilisation des résultats de prédiction permet d'avoir une idée de l'ordre de grandeur attendue pour la conductivité hydraulique saturée, et de pouvoir valider le résultat obtenu par l'essai en laboratoire. Les résultats obtenus avec les différents montages expérimentaux et les méthodes prédictives sont présentés dans la section résultats de ce chapitre.

Les essais de perméabilité pour les stériles miniers

Pour les stériles, des essais en colonne ont été réalisés afin d'estimer la valeur de k_{sat} . Il n'existe pas de perméamètre normé pour du matériel grossier de la tranche 0-50 mm. Les colonnes sont utilisées afin de reproduire l'essai réalisé pour les résidus, mais avec du matériel plus grossier. Comme la perméabilité attendue des stériles est élevée, l'essai est réalisé à charge constante, inspiré de la norme ASTM D2434-68 (06).

Pour nos essais, des colonnes en PEHD (Polyéthylène Haute Densité) de 80 cm de hauteur et de 30 cm de diamètre sont utilisées (voir Figure 3-8). Comme la plus grosse particule utilisée est de 50 mm, le diamètre des colonnes est de 30 cm pour être en accord avec la norme régissant les essais de perméabilité (exigence de la norme ASTM D2434) où l'on indique que le diamètre du perméamètre doit être 6 fois plus grand que la plus grosse particule, ceci afin d'éviter la ségrégation du matériel et réduire la formation des chemins préférentiels. Des détails concernant les essais de perméabilité en colonne de grandes dimensions peuvent être trouvés dans Hernandez (2007) et Peregoedova (2012).

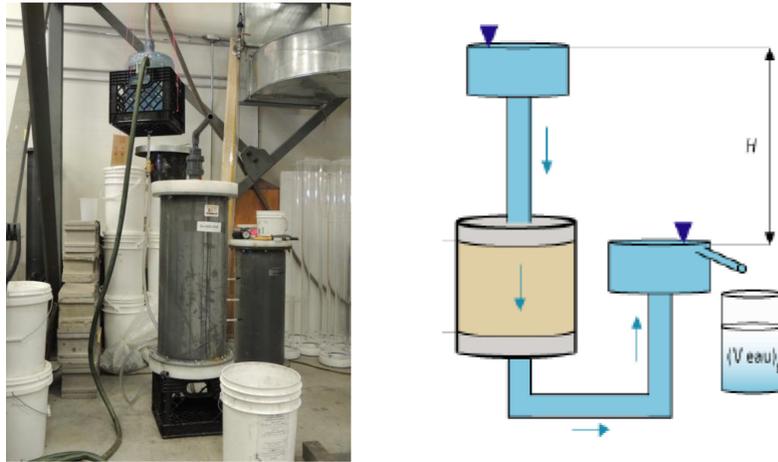


Figure 3-8 : Photo de la colonne de perméabilité et schéma du protocole pour la réalisation d'un essai de perméabilité à charge constante

Le protocole de montage et de saturation est similaire à celui des petits perméamètres. Lors du montage de la colonne, les matériaux sont densifiés de façon identique afin d'avoir des indices des vides (ou porosité) désirés et semblables pour toutes les couches et tous les essais. Après le remplissage et la saturation de la colonne avec l'eau (> 95 %), on raccorde les piézomètres. La conductivité hydraulique saturée dans le matériau testé est déterminée à partir de la charge hydraulique mesurée à différentes élévations directement à l'intérieur du matériau. Le calcul de k_{sat} se fait alors comme suit (Mccarthy, 2007; Peregoedova, 2012) :

$$k_{\text{sat}} \text{ (cm/s)} = \frac{Q \cdot L_{1-2}}{A (h_1 - h_2)} \quad (3.7)$$

Où

Q est le débit d'eau [cm^3/s];

A est la surface de la section de la colonne, prise perpendiculairement à l'écoulement [cm^2];

L_{1-2} est la distance entre la prise des deux piézomètres [cm]; et

h_1 et h_2 sont les charges mesurées aux deux points à l'aide de deux piézomètres [cm].

Les essais de perméabilité pour le mélange de paste rock

La méthode utilisée pour le paste rock est différente de celle utilisée pour les stériles, car la perméabilité du matériel se rapproche davantage de celle des résidus. Pour cette raison, un essai à charge variable dans une colonne a été effectué (voir Figure 3-9).



Figure 3-9 : Essai de perméabilité pour le paste rock

Le paste rock a été mis en place en couches successives compactées afin d'éviter la formation de chemin préférentiel. Comme le protocole n'est pas normé, une burette graduée adaptée à la dimension de la colonne de perméabilité a été fabriquée.

3.2.7 Courbe de rétention d'eau (CRE)

Afin de caractériser les propriétés hydriques d'un sol dans un milieu poreux non saturé, la relation entre la teneur en eau volumique (θ) et la succion matricielle (ψ) est très importante. La succion est la différence entre la pression de l'atmosphère et la pression de l'eau. La courbe de rétention d'eau représente donc la capacité d'un sol à retenir une quantité d'eau à une succion donnée. La CRE est spécifique pour chaque matériel et dépend, entre autres, des caractéristiques suivantes : la granulométrie, la porosité, la minéralogie, la tortuosité du système des pores, et le sens d'écoulement (mouillage/drainage).

Les résidus miniers

La courbe de rétention d'eau (CRE) des résidus a été déterminée par des essais en cellule de pression Tempe, telle que présentée à la Figure 3-10, en suivant la norme ASTM D6836-02. L'échantillon saturé est mis en place sous forme de couches dans un moule normé cylindrique de 8,5 cm de diamètre et 6 cm de hauteur. Il est pesé pour aider à déterminer sa teneur en eau et son degré de saturation initial. Afin d'empêcher toute entrée d'air dans la cellule, de l'eau est ajoutée au fond de la base avant de placer la pierre céramique, préalablement saturée, et les joints d'étanchéité. Il faut ensuite retirer le surplus d'eau en surface de la céramique et venir y déposer le cylindre contenant l'échantillon. Il faut également s'assurer de l'absence d'air dans le serpentin de la base de la cellule en ajoutant de la graisse de laboratoire dans les joints. Par la suite, on ferme la cellule Temple et on la pèse. On connecte celle-ci à une bonbonne de gaz, de l'azote dans notre cas pour éviter l'oxydation des minéraux sulfureux, afin de pouvoir appliquer différents paliers de pression constante (voir figure 3-10). On augmente les pressions des paliers jusqu'à un maximum propre à la cellule et au manomètre utilisé (dans notre cas 7, 14, 21, 28, 34, 41, 48, 55, 69, 83, 103, 138, 172, 209, et 276 kPa) à raison d'un palier par 24 heures. À la suite de l'essai, on obtient la variation de teneur en eau volumique θ en fonction de la succion ψ (hypothèse : la pression positive appliquée dans la cellule est équivalente à une succion qui aurait été appliquée à l'échantillon; principe de translation d'axe, Fredlund et Rahardjo, 1992) à partir de la différence de masse de la cellule. On peut par la suite tracer notre CRE selon les valeurs mesurées de θ et de ψ .



Figure 3-10 : Essais de rétention d'eau en cellule Tempe

Les points expérimentaux des essais forment une courbe de l'évolution de la teneur en eau volumique θ en fonction de la succion ψ (kPa) appelée courbe de rétention d'eau (CRE). Celle-ci est comparée à celle prédite par le modèle de Kovacs modifié (MK), qui se base sur la granulométrie, la porosité, et/ou la limite de liquidité. Les détails de cette méthode prédictive se retrouvent dans les travaux d'Aubertin et al. (1998, 2003).

Stériles miniers (0-50 mm) et paste rock

Il n'existe pas encore dans la littérature d'essai permettant d'évaluer la courbe de rétention pour des matériaux grossiers tels que des stériles ou un mélange de type paste rock ayant une certaine capacité de rétention d'eau, telle que des matériaux contenant des matériaux fins, soit des minéraux argiles ou de la bentonite.

La courbe de rétention d'eau pour les stériles 0- 50 mm utilisée dans cette étude a été réalisée lors des travaux de maîtrise de Kalonji-Kabambi (2014) utilisant également des rejets miniers de la mine LaRonde. Dans ces travaux, la CRE des stériles a été construite au démontage des colonnes après les essais de drainage libre, suivant les recommandations de Chapuis et al. (2006) (voir travaux de Kalonji-Kabambi (2014) pour description). Pour construire la CRE au démontage de la colonne, le matériel est enlevé par tranche successive (environ 5-7 cm d'épaisseur) en notant la masse et le volume de chaque couche. Le matériel de chaque couche est séché au four pendant au moins 24 heures pour déterminer la teneur en eau massique et la masse volumique sèche, afin de déduire la porosité de chaque couche. Connaissant l'élévation ($\psi = \text{élévation}$) et la teneur en eau massique et volumique, la CRE peut être construite. Afin de s'assurer d'avoir la courbe de rétention d'eau complète, la hauteur (h) de la colonne doit être au moins 1.5 fois plus grande que la hauteur de la remontée capillaire ($h \geq 1.5\psi_a$). Toujours dans les travaux de Kalonji-Kabambi (2014), la CRE obtenue a été lissée à l'aide du modèle de van Genuchten (1980) intégré dans le logiciel RETC (van Genuchten et al., 1991).

3.3 Résultats de la caractérisation des matériaux

Cette section présente les résultats obtenus lors d'essais en laboratoire réalisés afin de caractériser les trois types de matériaux qui ont été utilisés dans ce projet.

3.3.1 Analyse granulométrique

Les Figures 3-11 à 3-13 présentent les courbes granulométriques des matériaux étudiés, soient les stériles miniers, les résidus, et le mélange paste rock.

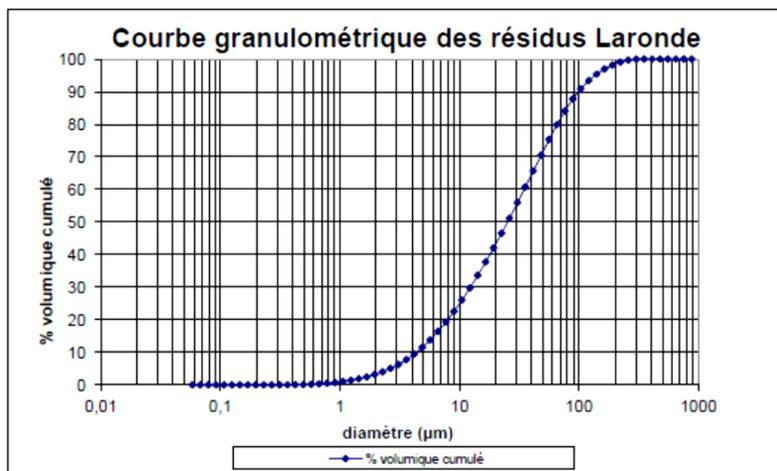


Figure 3-11 : Courbes granulométriques des résidus LaRonde

Afin de réaliser cette courbe sur les résidus une mesure au laser Malvern a été suffisante, car on n'y retrouve pas de fraction supérieure à 5 mm. La Figure 3-12 ci-dessous nous montre la courbe granulométrique des stériles, dont la courbe est le résultat des données obtenues par tamisage et par mesures au laser Malvern.

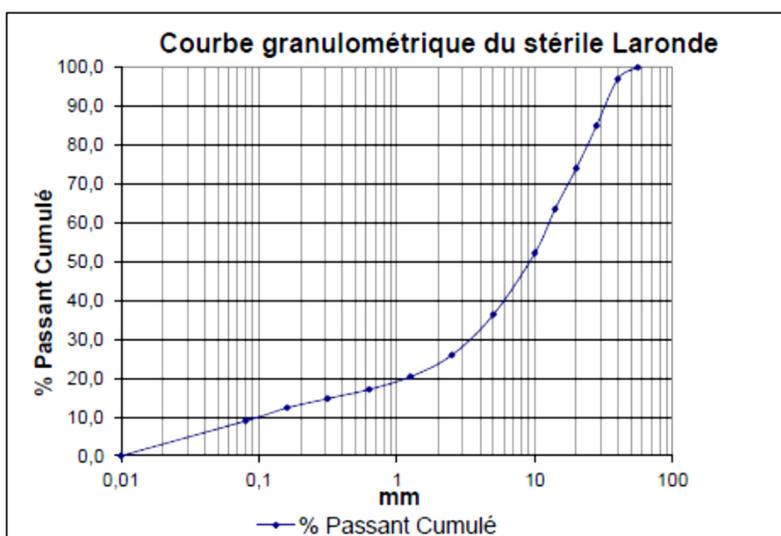


Figure 3-12 : Courbe granulométrique du stérile LaRonde

La Figure 3-13 qui suit représente les courbes granulométriques des trois échantillons de mélange paste rock. Afin de produire les courbes, les résultats obtenus du tamisage manuel, tamisage électrique et au laser Malvern ont été combinés pour chacun des trois échantillons. Notez que les trois échantillons qui ont servi aux essais de granulométrie proviennent du même matériel initialement.

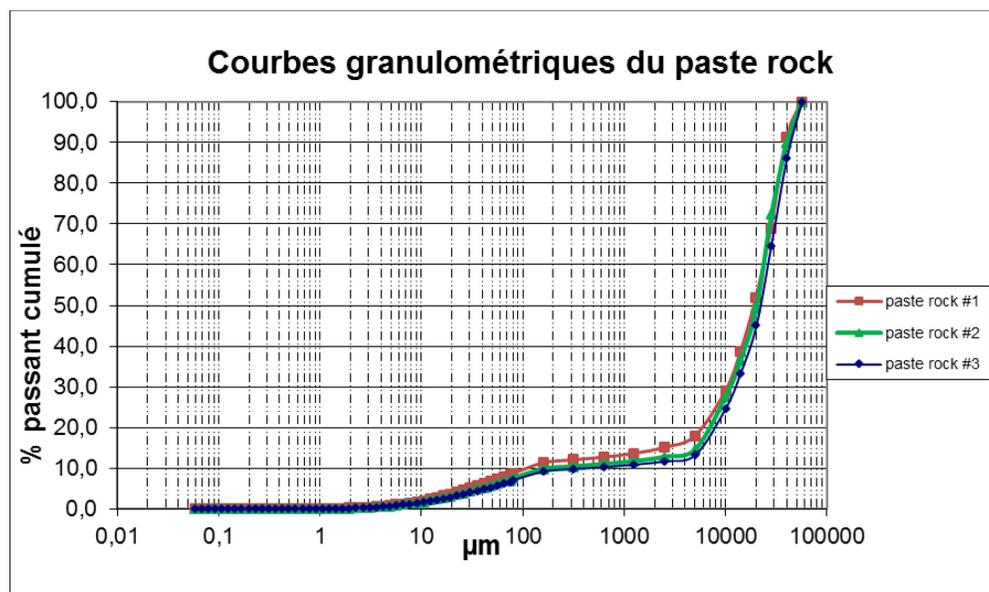


Figure 3-13 : Courbe granulométrique des trois échantillons de paste rock

Les différents paramètres granulométriques obtenus des différentes courbes pour les matériaux sont résumés dans le Tableau 3-1.

Tableau 3-1 : Paramètres granulométriques des matériaux à l'étude

Matériaux	D ₁₀ (mm)	D ₃₀ (mm)	D ₅₀ (mm)	D ₆₀ (mm)	D ₉₀ (mm)	C _u (D ₆₀ / D ₁₀)	C _c D ₃₀ ² /(D ₆₀ *D ₁₀)
Résidus LaRonde	0,004	0,012	0,025	0,034	0,099	0,008	0,001
Paste rock #1	0,001	1,1	1,9	2,5	3,95	0,250	0,04
Paste rock #2	0,180	1,1	2,0	2,4	4,0	0,13	0,03

Tableau 3-1 : Paramètres granulométriques des matériaux à l'étude (suite)

Matériaux	D ₁₀ (mm)	D ₃₀ (mm)	D ₅₀ (mm)	D ₆₀ (mm)	D ₉₀ (mm)	C _u (D ₆₀ / D ₁₀)	C _c D ₃₀ ² /(D ₆₀ *D ₁₀)
Paste rock #3	0,4	1,3	2,2	2,7	4,5	0,067	0,016
Stérile LaRonde	0,11	3,50	9,11	13,50	32,00	122,73	8,25

Les résultats obtenus pour les paramètres coefficient d'uniformité (C_u) et coefficient de courbure (C_c) pour les résidus sont similaires à ceux déterminés par Kalonji-Kabambi (2014) pour les matériaux provenant également de la mine LaRonde. Pour le stérile, d'après les paramètres calculés à partir du courbe granulométrique, il s'agit d'un matériel de granulométrie étalée avec une faible portion de particules fines.

Les trois courbes granulométriques pour le mélange de paste rock sont similaires sauf pour quelques différences au niveau du C_u et du C_c . Elles démontrent un matériau très étalé, bimodale, avec une importante teneur en fines, mais aussi des particules grossières, mais surtout caractérisé par l'absence d'une tranche granulométrique entre 0,2 et 5 mm.

3.3.2 Densité relative

Les valeurs de la densité relative (D_r) des grains des roches stériles et des résidus sont présentées au Tableau 3-2. Pour les stériles, on constate que la densité relative des grains ne varie pas avec la grosseur des particules. La fraction 0-5 mm des stériles est caractérisée par une densité légèrement plus élevée, soit environ 2,79.

Quant aux résidus, ceux-ci présentent une densité des grains solides (D_r) plus élevée que les stériles à 3,29. Dans la littérature, Bussière (2007) rapporte des valeurs de D_r supérieures à 2,9 pour des rejets miniers sulfureux. Nos valeurs sont conséquentes avec celles-ci et celles dans Aubertin et al., (2002) qui rapportent des valeurs qui oscillent entre 2,6 et 4,0 pour les rejets miniers. Les résultats détaillés sont présentés à l'Annexe A.

Tableau 3-2 : Densités relatives (D_r) des différents matériaux

Matériaux	Densité relative (D_r)
Résidus LaRonde	3,29
Stérile (5-50 mm) – bassin d’immersion	2,73
Stérile (0-5 mm) - pycnomètre	2,79

3.3.3 Essais de compactage Proctor

Les Figures 3-14 et 3-15 présentent les courbes obtenues pour les essais Proctor normal des stériles et des résidus. Les résidus LaRonde présentent une teneur en eau à l’optimum Proctor (w_{opt}) de 15% et une masse volumique sèche maximale de 1,65 g/cm³. Les stériles quant à eux présentent une teneur en eau à l’optimum Proctor (w_{opt}) de 6,5 % et une masse volumique sèche de 2,31 g/cm³. Les résultats détaillés sont présentés à l’Annexe B.

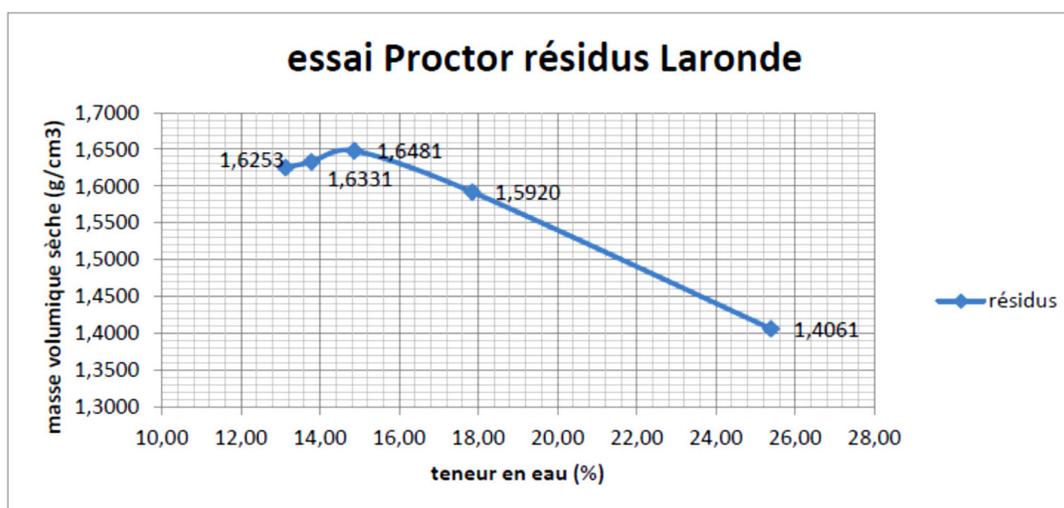


Figure 3-14 : Courbe de l’essai Proctor pour les résidus LaRonde

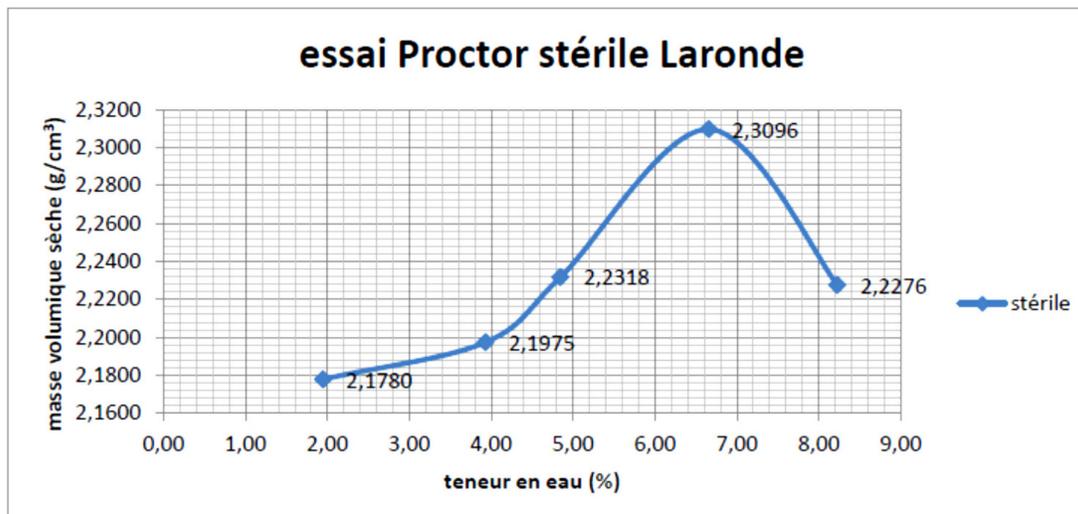


Figure 3-15 : Courbe de l'essai Proctor pour les stériles LaRonde

3.3.4 Caractéristiques physiques de l'amendement en calcaire

Le gravier calcaire utilisé comme amendement neutralisant le DMA dans cette étude a été caractérisé dans les travaux de Elghali (2018). Ce gravier provient de la région de New Liskeard, à la frontière ouest entre le Québec et l'Ontario, à plus de 250 km de la mine LaRonde. Les valeurs obtenues sont présentées dans le Tableau 3-3 ci-dessous :

Tableau 3-3 : Caractéristiques physiques du calcaire (Elghali, 2018)

Propriétés physiques	Calcaire
D ₁₀ (mm)	0,05
D ₃₀ (mm)	0,25
D ₉₀ (mm)	4,5
W _{opt} (%)	6,1

3.3.5 Résultats de la caractérisation chimique et minéralogique

Diffraction aux rayons X

Les deux graphiques (Figures 3-16 et 3-17) ci-dessous montrent les résultats de l'analyse semi-quantitative minéralogique par diffraction aux rayons X (DRX) sur les résidus et les stériles de LaRonde.

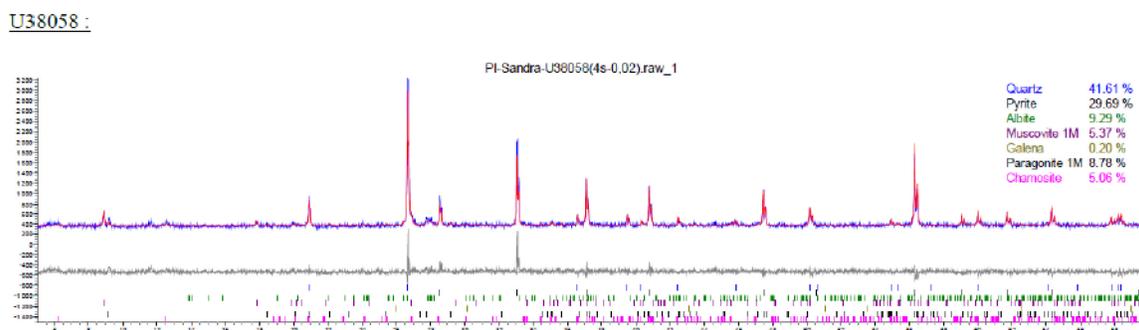


Figure 3-16: Données de la DRX sur les résidus LaRonde

Les principaux minéraux présents dans les résidus sont les silicates (42 %) tel le quartz, l'albite et la muscovite. Aucune présence de minéraux de la famille des carbonates n'a été détectée, et le seul sulfure présent est la pyrite dans une proportion de 30 %.

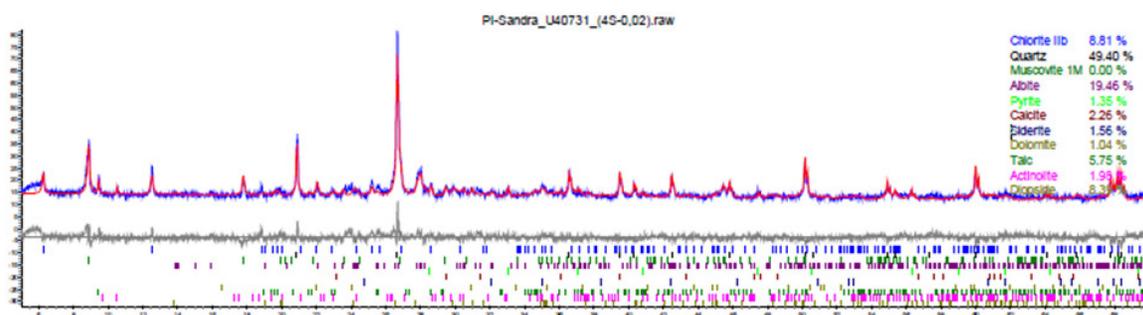


Figure 3-17: Données de la DRX sur les stériles concassés LaRonde

Les stériles de LaRonde sont riches en quartz (50 %), et contiennent également de carbonates et de sulfures. La quantité de sulfure est cependant moindre que celles des résidus et correspond à 1,35%. Les carbonates présents sont la calcite, la sidérite, et la dolomite.

L'analyse par DRX est utilisée comme première approche pour avoir une idée de la minéralogie du matériel analysé. Kalonji-Kabambi (2014) a réalisé une analyse par DRX et ICP sur le matériel de LaRonde et les résultats sont similaires à ceux obtenus lors de cette étude.

Analyse géochimique par ICP-AES

Les principaux éléments chimiques ont été analysés par la méthode ICP-AES pour les différents matériaux caractérisés dans cette étude. Pour le calcaire, les résultats sont tirés des travaux d'Elghali (2018) qui a utilisé un gravier calcaire de la même provenance. Les résultats sont présentés au Tableau 3-4 suivant :

Tableau 3-4 : Résultats de l'analyse géochimique par ICP-AES

Élément	Résidus mg/kg	Stériles mg/kg	Paste rock mg/kg	Calcaire (Elghali 2018) mg/kg
Al	27800	17470	17470	2950
As	110	79	79	<5
Ba	258	132	132	
Be	12,2	8,24	8,24	
Bi	204	155	155	
Ca	15910	12990	12990	338200
Cd	34,8	32,1	32,1	
Co	87,8	59,8	59,8	
Cr	458	491	491	
Cu	525	462	462	<1
Fe	206200	147900	147900	4830
K	14600	7490	7490	2450
Mg	9867	8010	8010	23500
Mn	1389	1533	1533	310
Mo	203	220	220	
Na	2740	1420	1420	1250
Ni	349	440	440	
Pb	293	238	238	<5
Sb	439	344	344	
Se	607	467	467	
Sn	154	95,7	95,7	
Ti	8814	7644	7644	
Zn	3165	3527	3527	<55

Pourcentage de soufre et de carbone

Les teneurs en soufre et en carbone des résidus et des stériles ont été validées par des analyses à la fournaise à induction (ELTRA CS 2000). Les résultats sont présentés au Tableau 3-5. On observe pour les résidus ont une teneur de 19,08 % en soufre, et aucun carbone détecté (avec comme hypothèse que les creusets qui ont été utilisés ne contenaient pas du carbone). Les pourcentages de soufre total et de carbone des résidus donnés par le LECO sont en accord avec les résultats de l'analyse par DRX. Le pourcentage de soufre des stériles à 1,065% et du carbone à 0,44% est similaire à ceux obtenus pour des travaux antérieurs sur ces mêmes stériles (Kalonji-Kabambi et Al.,2017).

Tableau 3-5 : Résultats des analyses à la fournaise à induction

Élément Unités	S_{total} % p/p	C_{total} % p/p
Limite de détection de la méthode	0,009	0,05
Résidus miniers LaRonde	19,08	<0,05
Stériles miniers LaRonde	1,065	0,44

Le potentiel acidifiant (PA) et de neutralisation (PN) peuvent être estimés à partir du % soufre et du % du carbone de l'échantillon donnés par le four à induction. Cette méthode considère que tout le soufre présent s'oxyde et que tout le carbone analysé par le four Leco est associé aux carbonates.

Selon cette méthode de calcul, pour les résidus LaRonde, le potentiel d'acidification de 596,25 est supérieur au potentiel de neutralisation de 4,165. Pour cette raison, le gravier calcaire utilisé comme amendement pour le mélange paste rock. (Tableau 3-6).

Tableau 3-6 : Potentiel de génération d'acide des matériaux étudiés

ABA	Résidus LaRonde (kg CaCO₃/t)	Stériles LaRonde (kg CaCO₃/t)	Mélange pâte rock (kg CaCO₃/t)	Gravier calcaire (kg CaCO₃/t)*
PA= (31,25*% S)	596,25	33,28	139,5	-
PN = (83,3*% C)	4,165	36,65	30,5	703
PN-PA	-592,085	3,37	-109	703
PN/PA	0,00698	1,101	0,219	-

*le PN du calcaire a été déterminé à partir de l'analyse chimique fournie par le fournisseur

Il peut être conclu, selon les résultats obtenus, que les résidus et le mélange pâte rock sont fortement générateurs d'acidité et que leur potentiel de neutralisation est négligeable. Les stériles sont quant à eux faiblement neutralisants avec un $PN > PA$. Nous n'obtenons cependant pas le ratio PN/PA de 3 recommandé par la législation du Québec pour classer un matériau comme non générateur d'acidité.

Afin d'atteindre l'objectif de PN/PA de 3 pour le mélange pâte rock de notre étude, le matériel a été amendé avec un gravier calcaire ayant un PN de 703 kg de CaCO₃/t (voir les spécifications en annexe). La quantité de calcaire requise pour amender le mélange est élevée à 0,55 kg de calcaire par kilogramme de pâte rock. Les calculs détaillés sont présentés à l'Annexe C.

3.3.6 Mesures de la conductivité hydraulique saturée

Tests de perméabilité sur les stériles et les résidus

Tel que mentionné dans la section 3.2.6, plusieurs tests de perméabilité ont été réalisés en colonne et à l'aide d'un perméamètre sur les matériaux à l'étude. Le Tableau 3-7 présente les valeurs de conductivités hydrauliques saturées mesurées et celles obtenues par les différents modèles de prédiction.

Tableau 3-7 : Valeurs de k_{sat} obtenues par approche expérimentale et méthodes prédictives

Matériaux	k_{sat} (cm/s) moyenne mesurée dans le perméamètre	k_{sat} (cm/s) moyenne mesurée en colonne	Prédictions k_{sat} (cm/s)		
			Mbonimpa et al. (2002)	Shepherd (1989)	Chapuis et al. (2004)
Résidus LaRonde (U38058)	$3,9 \times 10^{-6}$	-	$5,7 \times 10^{-6}$	-	-
Stériles LaRonde (U39830)	-	$7,1 \times 10^{-2}$	-	$1,6 \times 10^{-3}$	$3,1 \times 10^{-2}$

On peut voir que les résultats obtenus au laboratoire se comparent assez bien avec les résultats obtenus à l'aide des modèles prédictifs. Les résidus LaRonde présentent une conductivité hydraulique saturée de l'ordre de $3,9 \times 10^{-6}$ cm/s et les stériles de $7,1 \times 10^{-2}$ cm/s. Ces valeurs correspondent aux valeurs typiques obtenues pour des rejets miniers (Aubertin et al., 1996; Aubertin et al., 2002; Bussière, 2007).

Tests de perméabilité sur le mélange de paste rock

Plusieurs des essais en laboratoire afin de déterminer la perméabilité du paste rock n'ont pas fonctionné en raison de la formation de chemins préférentiels d'écoulement (voir Figure 3-18) malgré quelques améliorations au protocole, tel le graissage de l'intégralité des parois de la colonne, et l'ajout d'une compaction plus importante lors de la mise en place de chacune des couches.



Figure 3-18 : Création de chemins préférentiels dans le paste rock

L'hypothèse retenue est que la fragilité du matériel, surtout au niveau des parois, venait du fait qu'il était mis en place sous forme non saturée. Le ratio optimal de mélange, celui qui obtient la perméabilité la plus près des résidus, a été soumis à un nouveau test de perméabilité, mais cette fois mis en place à une teneur en eau à saturation. Le Tableau 3-8 montre les résultats obtenus.

Tableau 3-8 : Résultats des essais de perméabilité sur le paste rock k_{sat}

Référence mélange	Ratio (masse humide en kg)	Ratio (masse sèche en kg)	k_{sat} (cm/s) 0-50 mm	k_{sat} (cm/s) avec $w=10\%$ (sursaturation) 0-50 mm
U 40573	4,2 : 1	5,1 : 1	$5,8 \times 10^{-3}$	/
U 41493	3,5 : 1	4,3 : 1	$3,4 \times 10^{-4}$	$2,8 \times 10^{-6}$
U 41688	3 : 1	3,6 : 1	$4,4 \times 10^{-4}$	/

Les meilleurs résultats sont donc de mettre en place le matériel saturé, voire même sursaturé ($w=10\%$), dans une colonne avec parois graissées, et une compaction plus importante. Les résultats

de perméabilité observés sont comparables à ceux obtenus par Wickland et al. (2010) lors d'essais similaires sur des mélanges de paste rock. La conductivité hydraulique saturée, k_{sat} , avec un ratio sec stérile vs résidus de 4,3 :1, avec une teneur en eau massique initiale de 10 % est de $2,8 \times 10^{-6}$ cm/s. À titre comparatif, les résidus de LaRonde seul ont une k_{sat} de $3,9 \times 10^{-6}$ cm/s. Tous les détails des essais de perméabilité sont fournis en annexe. Les essais de perméabilité sur le paste rock pour deux des ratios, soient le 5,1 :1 et le 3,6 :1 (masse sèche en kg), n'ont pas été concluants en raison d'apparition de chemins préférentiels pour l'eau dans la colonne lors des essais (voir explications plus haut). Les feuilles de calcul détaillées se retrouvent en Annexe D.

3.3.7 Courbes de rétention d'eau

Résidus miniers

La Figure 3-19 qui suit présente l'essai réalisé afin d'obtenir la courbe de rétention d'eau pour les résidus de la mine LaRonde. La feuille de calcul détaillée se retrouve en Annexe E.

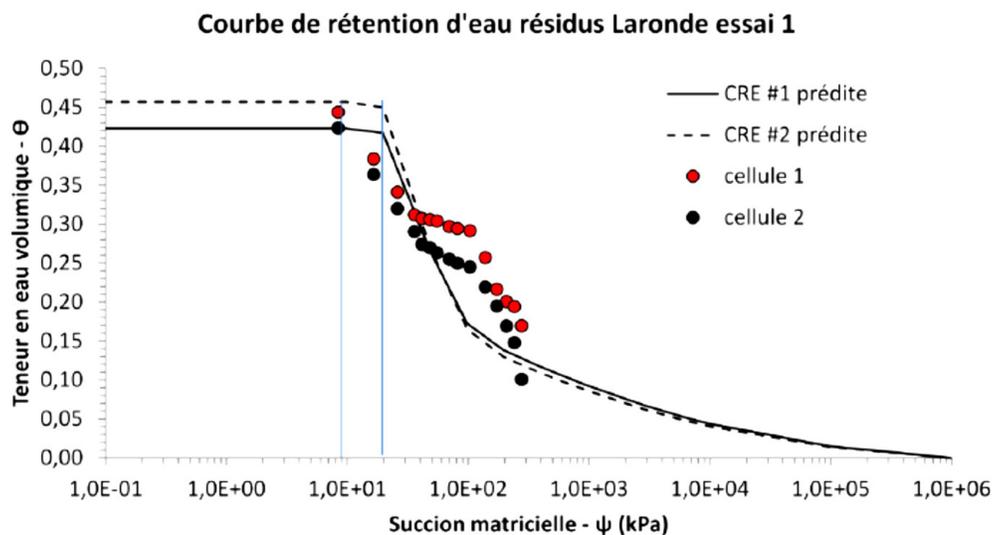


Figure 3-19 : Courbe de rétention d'eau des résidus LaRonde

Afin d'assurer une cohérence dans les résultats, chaque essai en cellule Tempe est monté en duplicata. D'après la courbe obtenue à la Figure 3-19 pour les résidus, l'AEV (pression d'entrée d'air) prédite est d'environ 20 kPa, tandis que celle mesurée est plus près de 10 kPa. Ces valeurs sont jugées acceptables et comparables à celles obtenues dans les travaux de Bussière (2007). Un AEV utilisé dans cette étude pour les résidus a été de 20 kPa.

Sériles miniers

Pour les sériles miniers, les travaux de maîtrise de Kalonji-Kabambi (2014) ont inclus des essais de drainage en colonnes pour des sériles 0–50 mm afin d'obtenir le profil de la teneur en eau en fonction de l'élévation du matériau (au-dessus de la nappe libre). Ces résultats réalisés sur le même matériel que celui utilisé ici seront considérés valides pour notre étude (Kalonji-Kabambi, 2014).

Les travaux de Kalonji-Kabambi (2014) présentent aussi une courbe de rétention d'eau obtenue avec le modèle Kovács modifié (MK) (Aubertin et al., 1998; Aubertin et al., 2003). Le modèle de Kovács modifié a été développé dans le but de définir explicitement les paramètres d'entrée du modèle de Kovac (1981) et de généraliser son application pour une grande variété de milieux poreux incluant les sols granulaires et fins (Aubertin et al., 1998; Aubertin et al., 2003). Ce modèle est basé sur l'hypothèse que la rétention d'eau résulte de l'action combinée des forces capillaire et d'adhésion (Aubertin et al., 2003).

La Figure 3-20 présente les mesures expérimentales ainsi que la CRE obtenue par la méthode de prédiction Kovac's modifié (MKs) ajustée pour les matériaux grossiers tel que proposé par Peregoedova (2012) pour les sériles 0- 50 mm. On remarque que les valeurs mesurées et prédites concordent bien. Les résultats montrent que la valeur de ψ_a des sériles est < 3 cm et qu'à 100 cm d'eau de succion, les valeurs de θ sont déjà faibles ($\theta < 0,05$). La figure 3-20 présente aussi le relevé de teneur en eau volumique de la sonde EC-5 installée à l'intérieur de la colonne de sérile 0-50 mm (Kalonji-Kabambi, 2014).

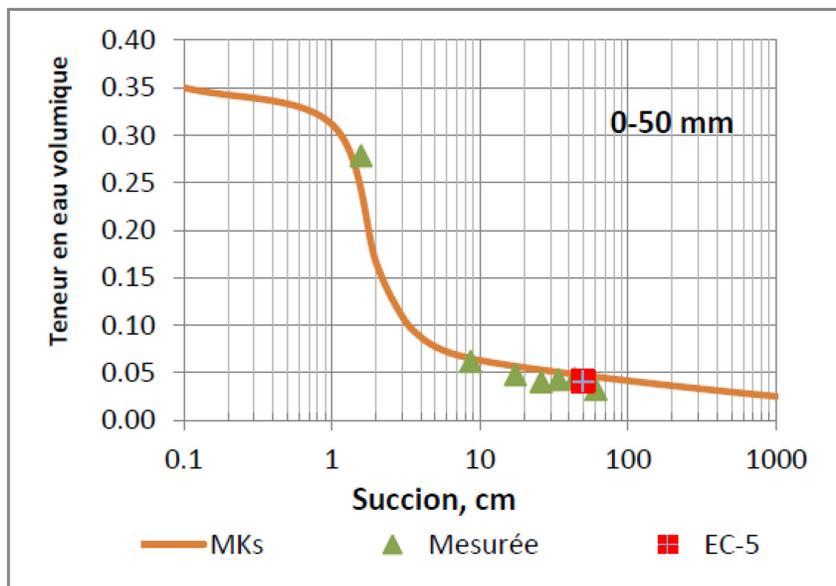


Figure 3-20 : Courbe de rétention d'eau (valeurs mesurées et prédites par la méthode MKs) tel que présenté par Kalonji-Kabambi (2014)

Mélange paste rock

La méthode pour mesurer la courbe de rétention d'eau du paste rock en laboratoire est en développement. On considère que les principales propriétés seront contrôlées par les fines, soit les particules de résidus miniers dans les interstices de la roche stérile plus grossière. On s'attend donc à obtenir une CRE avec une AEV équivalente aux résidus. Des modèles ont été développés afin de prédire la courbe de rétention d'eau des matériaux à partir de leurs propriétés physiques de base, comme celle de Kovac's ne sont pas adaptés à prédire une CRE pour un matériau bimodale comme le paste rock à partir de ses propriétés physiques. Nous ne pouvons donc pas utiliser ces méthodes prédictives pour la CRE de nos échantillons de paste rock comme celle présentée à la Figure 3-20 pour les stériles.

3.4 Montage des grandes colonnes expérimentales

Cette section présente la configuration générale des colonnes qui ont servi de modèle physique pour tester les différentes configurations de recouvrements à l'étude dans le projet. Le montage des colonnes s'inspire de plusieurs travaux réalisés auparavant, dont ceux de Kalonji-Kabambi (2014), Dagenais, (2005), Demers, (2008), Cosset, (2009) et Pabst, (2011).

Mais avant de monter les colonnes avec la configuration de recouvrement à tester, il a fallu trouver le mélange paste rock « optimal », celui avec un ratio qui permet le remplissage par les résidus des vides entre les fragments de roche stérile.

3.4.1 Choix du ratio optimal pour le mélange de paste rock

Selon la revue de littérature, le ratio idéal en poids sec se situe autour de 4 à 5 : 1 (stérile : résidus). Plusieurs ratios ont donc été testés en préparant des mélanges (5.1 : 1), (4.6 : 1), (4.3 : 1), et (3.6 : 1) à l'aide d'un mélangeur à ciment. La roche stérile est placée en premier lieu dans le mélangeur, et une fois en marche les résidus y sont ajoutés graduellement. Une observation visuelle et un test de cohésion sommaire (formation d'une boulette avec le matériel) ont été les premiers critères de sélection. Les essais de perméabilité (décrits précédemment) ont permis par la suite de confirmer le choix du mélange optimal pour cette étude, qui est de 4.3 : 1, stérile : résidus, en poids sec.

3.4.2 Ajout d'un amendement neutralisant

Un des principaux objectifs du projet est de tester l'utilisation de matériaux générateurs d'acidité dans la couche de faible perméabilité d'un recouvrement de type paste rock pour la restauration d'un site minier. L'hypothèse est que les matériaux générateurs d'acidité au sein d'une couche de faible perméabilité, saturée à au moins 85 %, ne s'oxyderont pas et ne généreront pas d'acidité. Cependant, l'utilisation de matériaux générateurs pour la restauration d'un site serait un grand risque à prendre pour une compagnie minière. Pour cette raison, comme les matériaux de la mine LaRonde sont très générateurs d'acidité, les deux scénarios de recouvrement seront également testés en amendant le mélange de paste rock avec du gravier de calcaire afin d'en neutraliser l'acidité. Les potentiels neutralisants et d'acidité (PN et PA) du paste rock ont été déterminés en fonction des résultats sur les résidus et des stériles. Le PN du calcaire a été déterminé à partir de l'analyse chimique remise par le fournisseur. La quantité de gravier calcaire neutralisant à ajouter a été déterminée afin de respecter un ratio PN/PA de 3, tel que recommandé par la réglementation du Québec afin de garantir aucune génération d'acidité. Le ratio en kilogramme de calcaire par kilogramme de paste rock est de 0.55 kg : 1.

3.4.3 Structure des colonnes

Pour permettre la réalisation du montage, quatre colonnes en PEHD (Polyéthylène Haute Densité), de couleur noire, dont deux de 120 cm de hauteur et deux de 90 cm de hauteur, avec 30 cm de diamètre intérieur ont été utilisées. Deux des colonnes reproduisent la configuration d'une CEBC en trois couches : un bris capillaire en stérile, couche de rétention d'eau en paste rock, et une couche drainante en stérile. Le mélange paste rock d'une des deux colonnes est amendé avec le gravier calcaire neutralisant. Les deux autres colonnes reproduisent une configuration bicouche, sans bris capillaire inférieur en stérile. Comme pour l'autre configuration testée, le mélange paste rock d'une des colonnes est amendé avec le gravier calcaire qui a ajouté au paste rock dans le mélangeur à ciment. Il est à noter que la présence d'une couche de 10 cm de résidus au fond de chaque colonne a pour seule fonction la protection de la pierre poreuse (plaque en céramique) située à la base, qui elle permet d'appliquer une succion à la colonne. Pendant les essais, une succion de 1,5 mètre est appliquée sur chaque colonne de façon constante afin de simuler la présence d'une nappe phréatique. Le Tableau 3-9 présente le détail des différentes configurations.

Tableau 3-9 : Types des matériaux et épaisseurs des couches dans les colonnes

Colonne	Amendement neutralisant	Compaction	Base en résidus LaRonde (0,10 m)	Couche drainante (0,30 m)	Couche de rétention d'eau (0,50 m)	Couche de bris capillaire (0,40 m)
C1	non	oui	oui	Stérile 0-50 mm	Paste rock 4,3 :1 Stérile : Résidus	Stérile 0-50 mm
C2	oui					non
C3	oui					
C4	non					

Après un graissage intégral des parois des colonnes, les stériles et le mélange paste rock ont été placés directement dans les colonnes par couches variant entre 10 et 20 cm selon les épaisseurs totales des couches. La mise en place des couches est illustrée à la Figure 3-21. Ils ont été compactés au moyen d'un marteau Proctor avec masse constante. Pour la configuration

reproduisant une CEBC, la colonne a d'abord été remplie avec les stériles jusqu'à une hauteur de 30 cm (bris capillaire). Une couche de paste rock (50 cm) a ensuite été placée sur les stériles; elle constitue la couche de faible perméabilité (ou couche de rétention d'eau). Finalement une dernière couche de stériles de 30 cm a été placée sur les résidus (elle constitue la couche drainante). Les deux colonnes reproduisant la configuration bicouche ont été montées selon le même principe, mais sans la couche de bris capillaire en stérile. Cette configuration sert à valider la nécessité d'un bris capillaire dans le recouvrement.



Figure 3-21 : Montage des colonnes au laboratoire (URSTM)

3.4.4 Instrumentation des colonnes

Paramètres mesurés

Afin de permettre un suivi efficace des colonnes, particulièrement lors des cycles de mouillage-drainage, on souhaite suivre l'évolution des teneurs en eau volumique ainsi que des pressions d'eau (suction) qui ont été mesurés. L'instrumentation a été choisie en se basant sur la performance en laboratoire lors de projets antérieurs, et d'une revue des différentes techniques existantes pour la mesure des teneurs en eau volumique, et les succions (Maqsooud et al., 2007). Une technique visant à mesurer la constante diélectrique du sol, la technique du domaine de fréquence a été sélectionnée pour l'instrumentation de nos colonnes. Cette approche permet d'obtenir des résultats avec une bonne fréquence de mesure et une précision de l'ordre de $\pm 0,03$. Rappelons La constante

diélectrique totale du sol est principalement contrôlée par l'eau, ce qui permet en mesurant celle du sol de la convertir en teneur en eau volumique réelle du milieu.

Pour mesurer la succion, la technique qui a été retenue est celle du senseur à matrice granulaire (Maqsooud et al., 2007). Cette technique consiste à insérer un senseur avec une matrice granulaire calibrée dans le sol et le laisser s'équilibrer avec le milieu. Après équilibre entre le senseur et le sol, la réponse du senseur au passage d'un courant électrique permet d'estimer la succion dans la matrice granulaire qui équivaut à celle dans le sol.

Suivant le schéma des colonnes ci-dessous, l'instrumentation des colonnes 1 et 2 est identique, de même que celle des colonnes 3 et 4 (voir Figure 3-22) pour les détails.

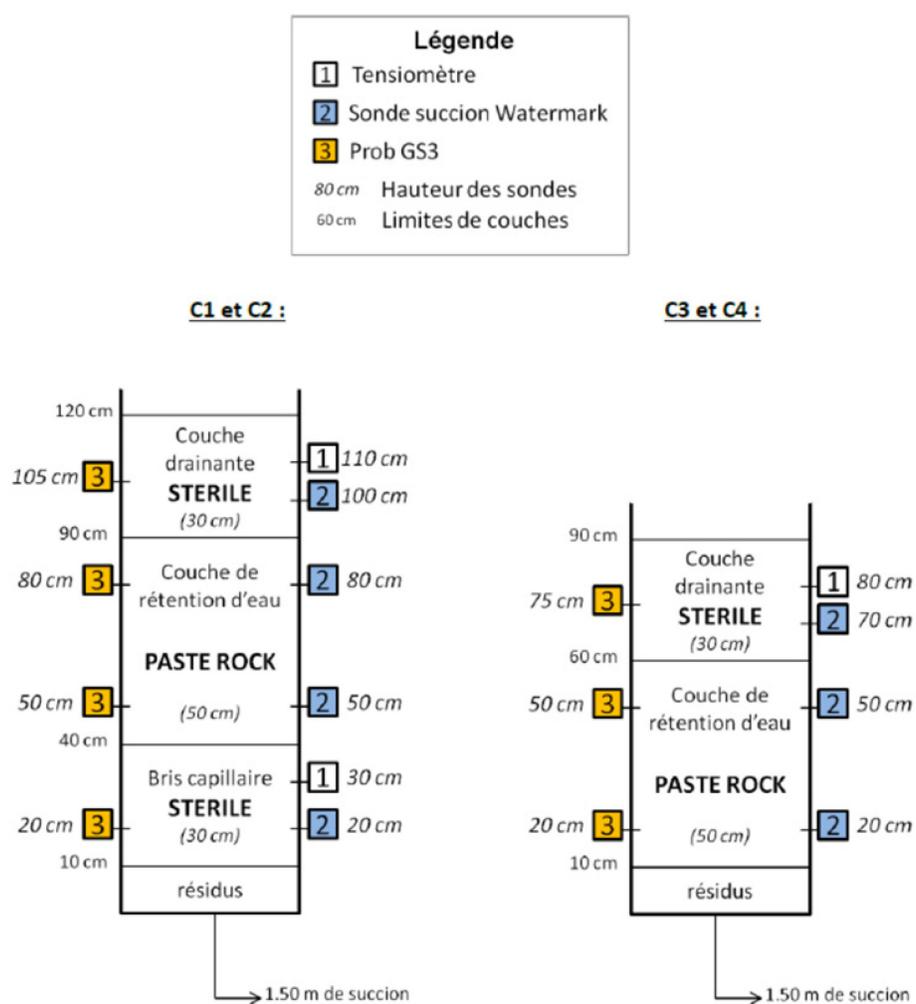


Figure 3-22 : Schéma de montage et d'instrumentation des colonnes (configuration CEBC colonne 1 et 2 à gauche, et configuration bicouche colonne 3 et 4 à droite)

Installation des équipements

Les sondes GS-3 (Figure 3-23) ont été installées pour mesurer les teneurs en eau volumiques respectivement dans la couche de paste rock et de stérile. L'enregistrement des teneurs en eau volumiques se fait au moyen du datalogger Em50 (Figure 3-24). Les sondes ont été calibrées permettant ainsi de corriger directement la mesure de la constante diélectrique et de la convertir en teneur en eau volumique réelle. Les sondes GS-3 ont été installées horizontalement, c'est-à-dire que les trois barres métalliques sont alignées suivant le plan horizontal, donnant ainsi la teneur en eau volumique dans les matériaux, et aux élévations où elles sont installées. La position des capteurs est montrée à la Figure 3-25. La méthode de calibration ainsi que les courbes de calibrage sont présentées en Annexe F.

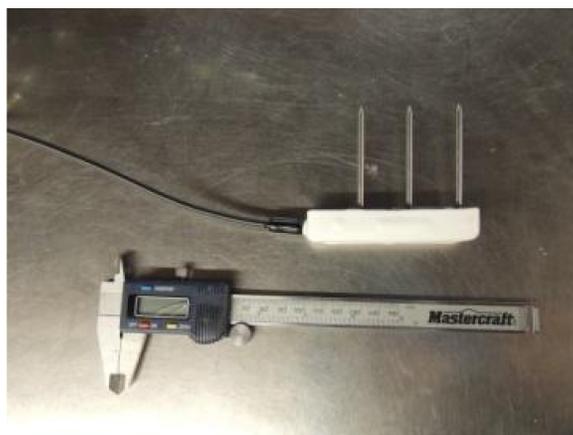


Figure 3-23 : Sonde GS-3 de Decagon pour mesurer la teneur en eau volumique



Figure 3-24 : Datalogger Em50 de Decagon Devices

Les mesures de succion sont faites à l'aide de senseurs Watermark.



Figure 3-25 : Senseur Watermark

Les senseurs Watermark sont des milieux poreux en contact permanent avec les matériaux, qui permettent de mesurer les succions en kPa, une fois qu'elles sont connectées au boîtier de mesure Watermark (Soil Moisture Meter d'Irrrometer). Une fois les données compilées dans un fichier Excel, l'évolution de la succion peut être suivie à chaque prise de mesures. La courbe obtenue à l'aide d'un graphique montre l'évolution de la succion dans le temps, en fonction de sa position pour chacune des colonnes.

Quant à la fréquence des mesures, elle est de :

- Sonde probe GS3 : toutes les six heures;
- Tensiomètre Watermark : 3 fois par cycle (à 7, 14, et 28 jours);

3.4.5 Essais de mouillage – drainage

Des cycles de mouillage-drainage sont réalisés sur les colonnes afin de reproduire l'effet des conditions météorologiques naturelles sur le site. Pour correspondre aux conditions climatiques mensuelles du site LaRonde, une précipitation de 10 cm par cycle est simulée sur chaque colonne. Ceci correspond à un équivalent de 7 litres d'eau désionisée et désaérée par colonne. Entre les rinçages, le sommet de chacune des colonnes est laissé à l'air libre pour permettre l'évaporation, et

la valve à la base demeure ouverte durant l'expérience pour permettre le drainage de la colonne et le calcul des volumes d'eau drainée. Chaque cycle dure environ 30 jours (mais parfois plus afin de laisser l'eau s'infiltrer), où de l'eau est ajoutée au sommet des colonnes pour simuler une précipitation. Lorsque toute l'eau ajoutée à une colonne est infiltrée, le décompte des jours d'un cycle (afin de prendre les autres mesures) est débuté.

Afin de valider ou de réfuter l'hypothèse émise en début de projet à savoir la possibilité d'utiliser du matériel générateur d'acide, amendés ou non, en tant que couche de rétention d'eau au sein d'un recouvrement, plusieurs paramètres sont également analysés en laboratoire sur les lixiviats récoltés. Il s'agit du pH, Eh, de la conductivité, des métaux par ICP-AES, et l'acidité / alcalinité. La méthode pour l'ICP-AES est détaillée dans la section précédente pour la caractérisation des matériaux. Le pH et Eh sont mesurés par un appareil VWR SympHony B30PCI, la conductivité par un appareil VWR traceable® calibration, et l'acidité/alcalinité sont testées par un titrage manuel avec un Metrohm 848 Titrinoplus. La compilation des analyses ICP-AES sur les lixiviats lors des rinçage est présentée à l'Annexe G.

3.4.6 Évaluation du flux d'oxygène

Le flux d'oxygène à travers les recouvrements pour chaque colonne a été calculé par la méthode de la consommation d'oxygène lors de chacun des cycles de mouillage - drainage. Le test de consommation d'oxygène est un outil efficace pour mesurer la réactivité d'un rejet minier sulfureux (Elberling et al. 1994) ou encore les flux d'oxygène passant à travers un recouvrement (Dagenais et al. 2012). En effet, plus la quantité de sulfures oxydés est importante et plus il y aura de consommation de l'oxygène dans l'air au-dessus du matériau. Plus un recouvrement sera efficace, plus le flux d'oxygène à la surface sera faible. La relation entre le flux d'oxygène à travers les recouvrements et la diminution de la concentration d'oxygène dans une chambre étanche située au sommet des colonnes (dans l'espace situé au-dessus des recouvrements) est basée sur des lois fondamentales de diffusion de gaz, ou Loi de Fick.

Essais de consommation en oxygène (OC)

Afin de réaliser un essai de la consommation d'oxygène, un couvercle est muni d'un senseur de concentration d'oxygène électrochimique de marque Teledyne R-17A de précision 0,1% est installé et fermé de façon hermétique au sommet de la colonne. Le voltage initial mesuré correspond à la

concentration d'oxygène ambiante de 20.9 %, une lecture à la minute est ensuite effectuée sur une période de 3 heures. Afin d'extraire les données de l'enregistreur de Campbell Scientific qui mesure les voltages provenant des sondes, le logiciel Logger Net 3.1.5 est utilisé. Une relation linéaire peut alors être tirée de la diminution de la concentration en oxygène (par rapport à la concentration initiale) sur une échelle logarithmique en fonction du temps.

La deuxième loi de Fick où la constante de réaction est considérée d'ordre 1 peut être utilisée afin de calculer le flux d'oxygène à la surface des recouvrements (Elberling et al.,1994 ; Bussière et al., 2004).

$$F_{0s}(z = 0) = C_0 \sqrt{D_e K_r} \quad (3.9)$$

D_e = coefficient de diffusion d'oxygène

K_r = Coefficient de réaction

F_{0s} = Flux stationnaire

L'équation de continuité peut ensuite être utilisée (avec la condition frontière $C=C_0$ à $t=0$) pour calculer le flux stationnaire (Elberling et al.,1994).

$$\ln (C/C_0) = -(D_e K_r)^{0,5} \frac{A}{V} t \quad (3.10)$$

Le graphique du logarithme de la décroissance de l'oxygène par rapport au temps donne la pente suivante :

$$\text{Pente} = \ln (C/C_0)/t \quad (3.11)$$

La pente de la courbe de $\ln (C/C_0)$ en fonction du temps donne la valeur de $(K_r D_e)^{0,5}$ quand A/V est connu :

$$(D_e K_r)^{0,5} = -\frac{A}{V} \text{Pente} \quad (3.12)$$

où

$A [L_2]$ = surface du réservoir source

$V [L_3]$ = volume du réservoir source

Ce terme $(K_r D_e)^{0,5}$ est substitué dans l'équation (3.9) présentée ci-haut pour évaluer le flux d'oxygène à la surface d'un recouvrement.

Le tableau 3-10 ci-dessous illustre les essais réalisés sur les colonnes expérimentales

Tableau 3-10 : Récapitulatif des mesures effectuées lors des essais en colonne

Paramètre	Essais	Instrument	Fréquence
pH, Eh, Conductivité		pH-mètre et conductivimètre	Après chaque rinçage
Composition chimique	Concentration en éléments chimiques	ICP-AES	Après chaque rinçage
Acidité/Alcalinité	Titration	Titrateur automatique	Après chaque rinçage
Flux d'O ₂	Essais de consommation en oxygène (OC)	Senseur de concentration d'oxygène	Avant chaque rinçage

3.4.7 Démantèlement des colonnes

Au démontage, les colonnes ont d'abord été démoulées puis différentes mesures ont été prises sur les matériaux, avec comme objectif de comparer les résultats à ceux obtenus lors du montage. Plus spécifiquement, l'objectif visé dans le démantèlement des 4 colonnes est de vérifier l'état de la surface des matériaux utilisés comme recouvrement, plus précisément l'interface entre les différentes couches afin de déceler des marques visuelles d'oxydation des rejets, et les échantillonner à quelques endroits afin d'évaluer leur chimie post-démantèlement.

En raison du type de matériaux utilisés comme recouvrement (paste rock amendé et non amendé), les matériaux n'ont pas été facilement détachables. De ce fait, les étapes de démantèlement réalisées pour mieux déterminer les paramètres visés dans cette étude se définissent comme suit:

- Geler les colonnes pour un certain temps à l'extérieur du laboratoire ;

- Les ramener au laboratoire et les ouvrir afin de libérer les matériaux à restaurer et les matériaux de recouvrement (voir Figure 3-26 illustrant la colonne 2 lors du démontage des colonnes);

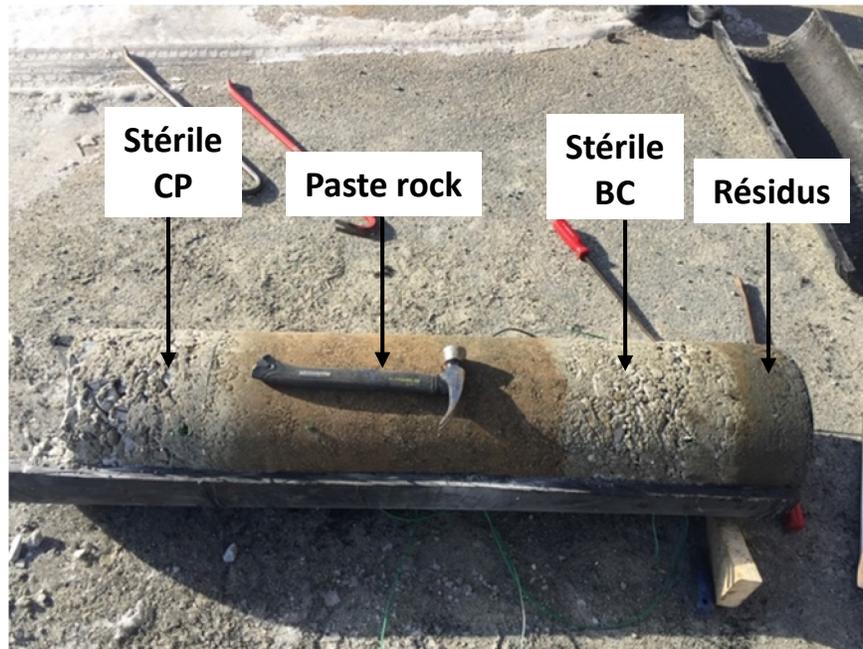


Figure 3-26 : Colonne C2 lors du démantèlement

- Découper les matériaux (principalement les couches de paste rock) de la cellule par tranche de 10 cm à l'aide d'une scie électrique en s'assurant de ne pas briser les sondes (voir Figure 3-27) ;



Figure 3-27 : Coupe des tranches de la colonne C2

- Disposer chaque 10 cm de matériel découpé dans un contenant allant au four afin de déterminer la teneur en eau massique (Figure 3-28) ;



Figure 3-28 : Tranches et surfaces oxydées de la colonne C2

- Prélever les surfaces oxydées jugées intéressantes pour la caractérisation minéralogique au DRX;
- Procéder colonne par colonne ;

- Prélever des échantillons des tranches de paste rock pour les analyses de la chimie (S/C, PA, PN, SO₄, ICP AES).

Analyses chimiques et minéralogiques

Lors du démantèlement, différentes analyses chimiques et minéralogiques ont été réalisées :

- Des analyses pour le carbone total et soufre total ont été réalisées au four LECO sur chacune des couches des colonnes;
- Des analyses pour la détermination des éléments par XRF ont été faites sur chacune des couches des colonnes;
- Des analyses chimiques par ICP-AES ont été réalisées sur chacune des couches des colonnes pour les éléments majeurs;
- Des analyses pour les sulfates ont été faites uniquement pour les échantillons de paste rock et paste rock amendés ayant eu une analyse au DRX;
- Quelques échantillons de paste rock amendé ont été envoyés pour analyse au DRX pour une analyse semi-quantitative minéralogique.

3.5 Construction de la cellule expérimentale de terrain

La construction d'une cellule expérimentale sur le site de la mine LaRonde a été mise en œuvre dans le but d'évaluer la performance d'un mélange paste rock dans un recouvrement. Cette cellule vise à reproduire sur le terrain la configuration de type bicouche d'un recouvrement de paste rock amendé avec du gravier calcaire, tel que l'on retrouve au laboratoire dans une des grandes colonnes expérimentales du projet (voir section 3.4). Lors de la construction sur le terrain, des essais de densité relative et de conductivité hydraulique in situ ont aussi été réalisés.

3.5.1 Planification

La cellule expérimentale fait partie de trois cellules aménagées afin de valider des scénarios de restauration près du parc à résidus de la mine LaRonde. Une cellule témoin constituée d'une épaisseur d'un mètre de résidus LaRonde sans aucun recouvrement a également été construite au même emplacement (Kalonji-Kabambi et al.,2017). Cette dernière servira de référence pour le

comportement des résidus actuels lors de la fermeture du parc. La Figure 3-29 montre un schéma typique de cellule expérimentale telle que celle construite avec un recouvrement en paste rock.

Une rencontre de planification a été tenue en août 2015, en présence d'Anne-Marie Dagenais de Golder et Associés ainsi que des représentants environnements de la Mine LaRonde, afin de choisir la configuration à reproduire en cellule expérimentale. Il fut choisi de faire une cellule avec une configuration de type bicouche avec du mélange paste rock amendé par du gravier calcaire, mis directement sur les résidus miniers acidogènes. La couche de paste rock qui joue le rôle de couche de rétention d'eau est recouverte d'une couche de protection en stérile NPAG. Le Tableau 3-11 montre la configuration choisie avec les épaisseurs des couches de matériaux, et l'instrumentation (Awoh et Bussière, 2015).

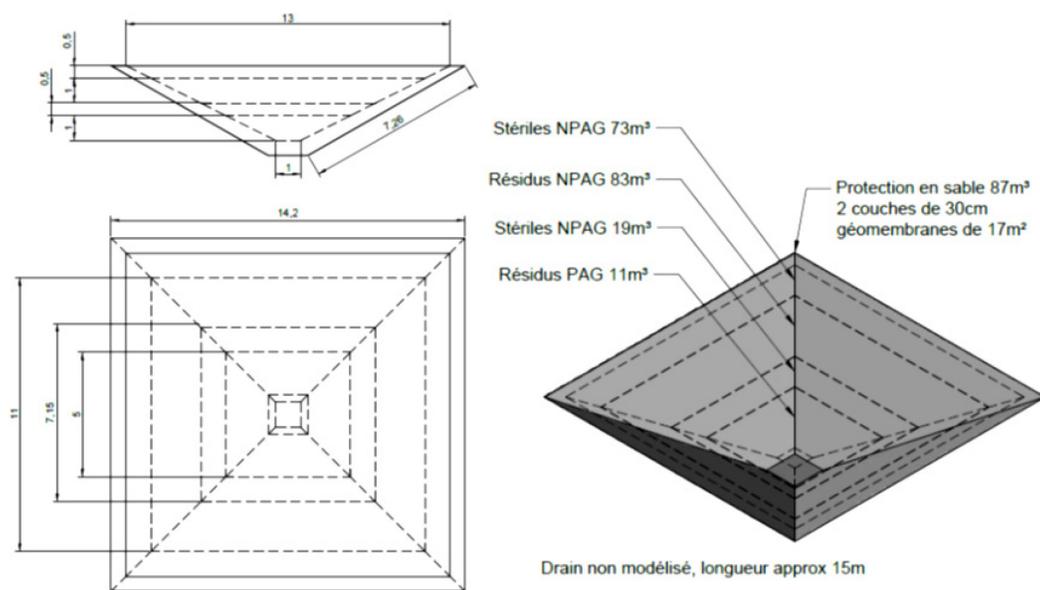


Figure 3-29 : Schéma typique d'une cellule expérimentale comme celle construite pour cette étude (Awoh et Bussière 2015).

Tableau 3-11 : Configuration choisie, épaisseurs du recouvrement et instrumentation (Awoh et Bussi re 2015)

Cellule exp�rimentale	Configuration et �paisseur des couches	Instrumentation				
		Sonde de TEV	Sonde de suction	�chantillonneur de gaz interstitiel	Essais de consommation d'oxyg�ne	Pluviom�tre
CR-4 : Cellule avec CRE compos� de paste rock	0,3 m de st�riles NPAG concass�s 0-50 mm	1	1	1	1	1
	0,6 m de paste rock	2	2	2		
	1 m de r�siduals PAG	1	1	1		

3.5.2 Fabrication du paste rock

La fabrication du m lange de paste rock s'est faite sur le terrain dans une benne de camion laiss e au sol en bordure du parc   r siduals. Le r sidual minier PAG de LaRonde, les st riles PAG de LaRonde concass s 0-50 mm, et le gravier calcaire 0-1/4 pouce ont  t  m lang s   l'aide d'une petite r trocaveuse (voir Figure 3-30).



Figure 3-30 : Pr paration du m lange du paste rock   la mine LaRonde

Afin de reproduire le mélange fait en laboratoire, un ratio composé de 4 godets de stériles, 2½ godets de gravier calcaire, et 1½ godet de résidus a été utilisé. Un peu d'eau a été ajoutée afin d'obtenir la cohésion désirée. Le mélange avec le godet de la rétrocaveuse doit être fait durant au moins 45 à 60 minutes afin d'assurer l'homogénéité du matériel. Un test fait sur place, en formant une boule de paste rock à la main, a servi à déterminer la cohésion adéquate (voir Figure 3-31).



Figure 3-31 : Test de cohésion « terrain » pour le paste rock

Le mélange a été chargé dans un camion pour le transporter jusqu'à la cellule. Le mélange a dû être refait trois fois afin de fournir la quantité de matériel requis pour la cellule. Des échantillons pour le contrôle de qualité ont été prélevés à chaque fois afin d'assurer une homogénéité entre les répliques.

3.5.3 Construction

La cellule expérimentale, localisée dans le secteur du parc à résidus de la mine LaRonde, a été construite du 28 août au 11 septembre 2015 en respectant les étapes ci-dessous (basées sur Awoh et Bussière, 2015). Les Figures 3-32 à 3-40 (photos URSTM) illustrent les différentes étapes de construction afin d'aider la compréhension du lecteur.

- a- L'excavation d'une fosse en forme de pyramide inversée avec des pentes 2H:1V et une base au fond de 1 m x 1 m;



Figure 3-32 : Mise en forme presque finale de la cellule CR-4

b- La mise en place d'une couche de sable de stabilisation de 30 cm;



Figure 3-33 : Mise en place de la couche de sable dans la cellule CR-4

c- L'installation d'une géomembrane en PVC étanche et résistante aux réactions agressives acides. La géomembrane étanche s'étend sur les parois internes et une partie des talus de la

cellule. La géomembrane permet d'éviter l'exfiltration des eaux de la cellule vers l'extérieur et l'infiltration des eaux interstitielles environnantes vers la cellule;



Figure 3-34 : Mise en place des géomembranes dans cellules CR-2, CR-3, CR-4 (la plus près)

- d- L'installation dans le fond de la cellule d'un drain crépiné connecté à un tuyau débouchant en sortie de cellule, qui permet de recueillir les eaux d'infiltration pour analyse au laboratoire. Le tuyau de sortie est connecté à un débitmètre afin de déterminer le débit d'exfiltration des eaux des cellules;



Figure 3-35 : Composantes du drain crépiné

- e- La mise en place d'une couche de protection en sable drainant de 30 cm sur la géomembrane;



Figure 3-36 : Mise en place de la couche de sable de protection

- f- L'installation des sondes et autres instrumentations de mesure à l'aide d'un support à sondes (voir description à la section 3.5.4);



Figure 3-37 : Support à sondes

- g- Remplissage de la cellule soit par une couche d'un mètre des résidus PAG suivie d'une couche de 0,6 mètre du mélange paste rock, et enfin recouvert d'une couche de protection de 0,3 mètre en stériles NPAG



Figure 3-38 : Mise en place du paste rock dans la cellule CR-4

- h- Chacune des couches de paste rock est ensuite compactée à l'aide d'une plaque vibrante.



Figure 3-39 : Compaction du paste rock dans la cellule CR-4

La cellule construite a donc une hauteur totale de 90 cm par-dessus les résidus et une dimension d'environ 10 mètres par 10 mètres.



Figure 3-40 : Vue sur les cellules finalisées (CRT-1 au premier plan, suivi de CR-4 (paste rock), et CR-2, la CR-3 est plus basse au fond)

3.5.4 Instrumentation

Afin d'évaluer le comportement hydrogéochimique du recouvrement et sa capacité à limiter la migration d'oxygène, la cellule expérimentale a été instrumentée lors de la construction. La cellule contient les équipements suivants:

- Des sondes pour mesurer la succion matricielle (Watermak) et la teneur en eau volumique (TEV) (5TM pour les résidus et paste rock et GS-3 pour les stériles et lithologies). Des systèmes automatiques de lecture périodique de ces paramètres sont également installés, similairement à ce qui se fait en laboratoire. Ces données serviront à évaluer le comportement hydrogéologique des matériaux et pourront être corrélées avec la quantité et la qualité d'eau du lixiviat récolté. Ces sondes sont préalablement calibrées au laboratoire avec les différents matériaux de construction avant leur installation sur le terrain.
- Un échantillonneur de gaz interstitiel qui peut être connecté à des sondes d'oxygène. Ce système permet de mesurer le profil vertical de concentrations d'oxygène dans le recouvrement et dans les matériaux.

- Un cylindre pour la réalisation des essais de consommation d'oxygène. Ces essais permettront de quantifier la migration de l'oxygène et d'évaluer le flux d'oxygène consommé par les matériaux;
- Un débitmètre qui permet de corréler le débit des eaux d'exfiltration aux précipitations du site afin d'évaluer la réponse hydraulique du recouvrement aux conditions climatiques.
- Un système de collecte des échantillons d'eau. La collecte et le suivi du lixiviat prélevés à la sortie du drain permettent d'évaluer les concentrations en éléments chimiques présents.

CHAPITRE 4 ARTICLE 1: EVALUATION OF THE USE OF PASTE ROCK AS COVER MATERIAL IN MINE RECLAMATION

Mise en contexte

Ce chapitre reprend le contenu d'un article sur ces travaux de recherche rédigé pour la conférence « Tailings and Mine Waste 2017 » tenue à Banff en novembre 2017, où les présents travaux ont été présentés. L'article a été rendu disponible avec les autres articles de la conférence sous la référence complète suivante :

Pouliot, S., Bussiere, B., Wilson G. W., Dagenais A., Letourneau, Y. (2017). Evaluation of the use of paste rock as cover material in mine reclamation. TMW conference proceedings, Banff, Alberta, Nov 2017.

Le présent article présente les résultats de la caractérisation des matériaux et le suivi hydrogéochimique des essais en grandes colonnes sur une période de 18 mois. À noter que des corrections mineures ont été insérées afin de répondre à des commentaires provenant des évaluateurs du mémoire. Des résultats supplémentaires obtenus à la suite du démantèlement des colonnes, ainsi que la comparaison des résultats avec le suivi de la cellule expérimentale construite en 2015 sur le site de la Mine LaRonde seront présentés au chapitre 5.

4.1 Abstract

The mining industry faces increasing challenges related to mine site reclamation with increasing impacted footprints and the quantity of materials required to put covers in place. The research presented here is complementary to other technical reclamation studies to evaluate the application of paste rock, a mixture of waste rock and mill tailings material, available at the LaRonde mine (Agnico Eagle mines Ltd), with or without a limestone amendment and/or compaction. The combination of tailings and waste rock material to create a homogeneous mixture that has the appropriate hydrogeological properties is attractive because it offers significant environmental advantages (Wickland, 2006). The new mixture possesses both the geotechnical characteristics of waste rock, and the hydrologic characteristics of mill tailings (Wilson, 2008). Previous field test measurements (Wilson, 2008) have shown that the infiltration rates and drainage are reduced when the mixture is used to build cover systems. This present study for the use of paste rock relies on results from laboratory material characterization, eighteen months monitoring of in-lab column

tests, and the construction and monitoring of a field test cell at the LaRonde mine in 2015. More specifically, results of permeability tests, oxygen consumption tests, columns hydrogeological behaviour (suction and water saturation profiles), and water quality are presented in this article.

4.2 Introduction

Tailings deposited in surface impoundments are often prone to oxidation when they contain sulphide minerals and when they are exposed to water infiltration and atmospheric oxygen. In many cases, sulphide oxidation reactions lead to the formation of acid mine drainage (AMD), when the neutralization potential is insufficient compared to the acid generation potential of a given tailings (e.g., Blowes & Ptacek, 1994). In these cases, appropriate measures must be taken to avoid environmental impacts. Covers with capillary barrier effects (CCBE) and a moisture-retaining layer (MRL) at a high degree of saturation can be used to control oxygen migration (e.g. Aubertin et al., 1995,1996; Bussi re et al., 2003). This type of cover relies on a phenomenon called the capillary barrier effect that develops when a fine-grained material overlies a coarse-grained material.

Cover systems used to limit acid generation from mine tailings storage facilities (TSF) are usually composed of natural materials. The availability of suitable, naturally occurring materials can be a concern, particularly in terms of stripping and transportation costs when the required volume to cover large TSF. The construction costs can greatly increase when these materials are not located within close proximity to the site to be reclaimed (Bussi re et al., 1999). Moreover, concerns related to the social acceptability and the environmental impact of stripping sites of natural materials put pressure on the mining industry to use alternative materials for their cover systems. Consequently, mining companies are increasingly interested in using mine waste rocks and tailings in substitution to natural materials (Aubertin et al., 1995 Bussi re, 2007, Kalonji-Kabambi et al., 2017).

Paste rock is a mixture of waste rock and mill tailings material generated by a mine operation. The combination of tailings and waste rock material to create a homogeneous mixture that has appropriate hydrogeological properties to become cover materials is attractive because it offers significant environmental advantages (Wickland, 2006). Indeed, if well designed, the new mixture can possess both the geotechnical characteristics of waste rock, and the hydrogeological characteristics of mill tailings (Wilson, 2008).

The LaRonde mine (Agnico Eagle mines Ltd) is a polymetallic mine located in the greenstone belt of the Abitibi region in the province of Quebec, Canada. The mine has more than 180 hectares of surface tailings impoundments containing sulphide rich, acid generating material. The possibility of using paste rock with available mine materials is being evaluated as a reclamation option for the tailings storage facility (TSF). Because of its acid generating tailings and waste rock material, the paste rock is being evaluated as cover materials, with or without a limestone amendment and/or compaction.

This study presents the evaluation of the use of paste rock, made with available mining materials at the LaRonde mine (Agnico Eagle Mines Ltd), to make an adequate cover system to control the generation of acid mine drainage. The objective is to assess the performance of limestone amended and non-amended paste rock made entirely of mining materials using in-lab column tests. The four columns tested were monitored for a period of eighteen months by analyzing their hydrogeological and geochemical behaviour. More specifically, oxygen consumption tests, suction and volumetric water content measurements, and water quality of the effluent after each flush are used to assess the performance of the cover; the main results are presented in this article.

4.3 Materials and Methods

4.3.1 Materials preparation

Both the waste rock and the tailings used in this study were sampled at the LaRonde mine (Agnico Eagle Mines Ltd). Note that the particle size of waste rock samples was truncated to 50 mm before being transported to the laboratory. From the literature review (Wickland 2006; Wilson 2008), the ideal ratio in dry weight to make the paste rock mixture should be around 4 to 5: 1 (waste rock: tailings). Several tests with different ratios (5.1:1 to 3.6:1) were produced in the laboratory using a small cement mixer to obtain cohesion between the tailings and waste rock. Permeability tests, as described below, were used to select the 4.3:1 (waste rock: tailings) as the optimal ratio for the LaRonde mining material. The mining materials used were characterized using the methods presented in the following sections to obtain their main physical, geochemical and hydrogeological properties.

4.3.2 Materials Characterization

First, the particle size distribution of the tailings was obtained using a Malvern Mastersizer laser particle size analyzer. The waste rock particle size distribution was determined by sieving according to ASTM standard D422 (2007) for the coarse fraction, and by a Malvern Mastersizer laser particle size analyzer for the fine fraction (particles smaller than 0.425 mm). In the case of the paste rock, a mixture of tailings and waste rock, the particle size distribution was obtained using the same steps as the waste rock. The specific gravity (G_s) of each material was determined by an immersion basin for particles over 5 mm, and a helium pycnometer (Micromeritics AccuPyc 1330) according to ASTM standard D854-10 (2012) for smaller particles. Proctor compaction tests on tailings and waste rock were performed according to ASTM standard D698-12 to determine the optimum Proctor value (ρ_{opt} and w_{opt}).

The saturated hydraulic conductivity (k_{sat}) was determined for the tailings, the paste rock mixture, and waste rock. Tailings k_{sat} was evaluated using a rigid wall permeameter according to ASTM standard D5868-95 (07), which was then compared to values predicted by the model by Mbonimpa et al. (2002a). Because of the coarse grain material, k_{sat} of the waste rock and paste rock were evaluated using the constant head permeability test, both in large high-density polyethylene (HDPE) columns (80 cm in height and 30 cm in diameter) as per standard ASTM D2434-68 (06). The values were then compared to values from the predictive models from Shepherd (1989) and Chapuis et al. (2004).

The tailings water retention curve WRC was determined using a pressure cell (Tempe Cell) following ASTM standard D6836-02. The available literature does not present a test to determine the WRC for coarse grain material with the presence of fine silt-like particles such as the paste rock mixture presented in this study. A large size pressure cell, following the mechanism of a Tempe Cell, close to ASTM standard 6836, is presently developed.

The materials used in this study were also tested in the laboratory for their geochemical and mineralogical characteristics. First, total sulfur-carbon was measured with an Eltra CS 2000 carbon sulfur high temperature furnace, to estimate the acid generation potential as well as neutralization potential of the tailings and the waste rock. The concentrations in heavy metals (As, Be, Bi, Sb, Se, and Te) were measured with a ICP-AES spectrometer for each material. Assays with an X-Ray diffractometer (XRD) were also completed for tailings and waste rock samples to obtain a

semi-quantitative estimation of their mineral composition (see Kalonji-Kabambi et al., 2017, for more information materials characterization methods).

4.3.3 In-Lab Column Construction and Instrumentation

Each of the in-lab columns were mounted in black HDPE (High Density PolyEthylene) with an internal diameter of 0.30 m, and a height between 0.9 and 1.2 m, depending on the thickness of the cover system. A 0.1 m space was made available at the top to allow for oxygen consumption tests and the realization of wetting-drainage cycles. At the bottom of the columns, a base equipped with a ceramic plate was installed and connected to a flexible tube to simulate the water table below the column (this system allows to produce a suction at the base of the columns).

The parametric settings of the four laboratory columns tested (C1, C2, C3, and C4) are summarized in table 4-1. One will observe that the moisture-retaining layer (MRL) is made of paste rock at an optimum ratio of 4.3:1 waste rock to tailings in all columns. Two of the columns (C1 and C2) assess the paste rock cover in a CCBE configuration with a waste rock capillary break, while the other two columns (C3 and C4) test a bi-layer cover configuration. Because of the high sulfur content of the LaRonde mining material, the paste rock used as MRL of two of the columns (C2 and C3) was amended with a fine limestone gravel as a neutralization agent. The waste rock material used for the top draining layer was identical for all columns (0-50 mm), and all were compacted.

Table 4-1: Parametric settings for the laboratory experimental columns

Column	Limestone Amendment	Compaction	Draining layer (0.30 m)	MRL (optimum ratio) (0.50 m)	Capillary break (0.40 m)
C1	no	yes	Waste rock 0-50 mm	Paste rock (4.3: 1 <i>waste rock :tailings</i>)	Waste rock 0-50 mm
C2	yes	yes	Waste rock 0-50 mm	Paste rock (4.3: 1 - <i>waste rock: tailings</i>)	Waste rock 0-50 mm
C3	yes	yes	Waste rock 0-50 mm	Paste rock (4.3: 1 - <i>waste rock: tailings</i>)	no
C4	no	yes	Waste rock 0-50 mm	Paste rock (4.3: 1 - <i>waste rock: tailings</i>)	no

Instruments were installed throughout the experimental columns as shown in Figure 4-1. The GS-3 probes were used to determine the volumetric water content in all the layers. For each material, a calibration curve was developed to improve the measurements precision (± 0.03). Suction values were measured using a Watermark probe. Several references are available on the use of these instruments including Kalonji-Kabambi et al. (2017). The columns also allowed to perform oxygen consumption tests that were performed on a regular basis, at the end of each flush. The test assesses the capacity of the cover to control oxygen migration. More information on OC tests can be found in the work by Elberling et al. (1994) and Mbonimpa et al. (2011).

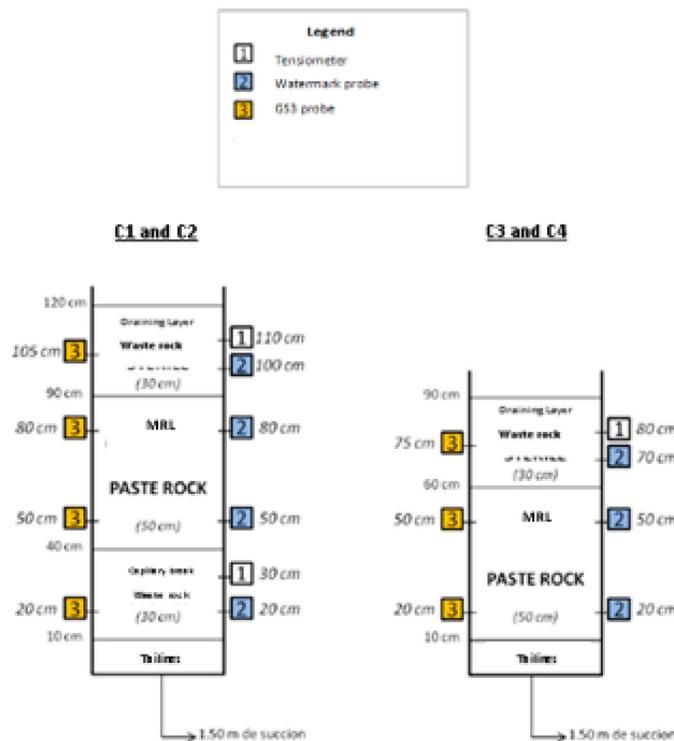


Figure 4-1: Experimental laboratory columns

4.4 Results

4.4.1 Materials characteristics

This study focused on both hydrogeological and geochemical behaviour of the different mining materials. Table 2 shows some of the important physical characteristics of the LaRonde tailings,

paste rock mixture, and waste rock used in study. The specific gravity of the materials is related to their sulphide content with higher values for the tailings (3,29) compared to the waste rock (2,73). Based on the particle size distribution, the tailings are classified a plastic silt (ML) and the waste rock samples as well-graded sand (SW) (USCS, McCarthy, 2007), with variable proportions of fine particles. The tailings k_{sat} varied between 3.9×10^{-8} and 5.7×10^{-8} m/s, while that of the waste rock varied between 1.6×10^{-5} and 7.1×10^{-6} m/s and measured at 2.8×10^{-8} m/s for the paste rock. For the tailings, the Air Entry Value (AEV) of the two WRC were approximately between 20 to 30 kPa (Tempe Cell measurements). WRC representative of the tailings measured in a Tempe Cell, and fitted with the modified Kovács predictive model (Aubertin et al. 1998, 2003), are shown in Figure 4-2. The AEV for the LaRonde mine waste rock was measured in previous work by Kalonji-Kabambi et al (2017).

Table 4-2: Basic and hydraulic properties of materials used in experimental columns

Properties/Parameters	Materials used in experimental columns		
	LaRonde Tailings	Paste rock (sample 2)	LaRonde Waste rock
%S	19.08		1.065
%C	<0.05		0.44
Grain size			
D ₁₀ (mm)	0.00437	0.180	0.11
D ₅₀ (mm)	0.02526	20	9.11
D ₆₀ (mm)	0.03475	24	13.50
C _u (D ₆₀ / D ₁₀)	0.00795	0.133	122.73
Saturated hydraulic conductivity, k_{sat} (m/s) porosity in brackets.	3.9×10^{-8} to 5.7×10^{-8} (0.42-0.46)	2.8×10^{-8}	1.6×10^{-5} to 7.1×10^{-6}
Solid grain density, G_s	3.29		2.73
Air Entry Value, ψ_a measured in the lab (kPa)	20-30	Testing in progress	0.43*

*From Kalonji-Kabambi (2014)

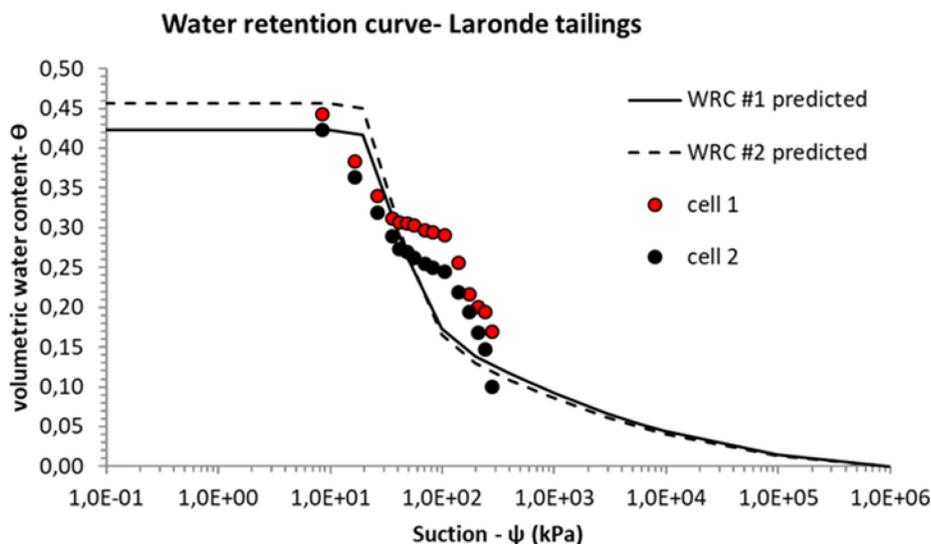


Figure 4-2: Water retention curve measured vs predicted for LaRonde tailings

With the sulfur and carbon values, the net neutralization ratio (PN/PA) was calculated at 0.00698 for the tailings and 1.101 for the waste rock, clearly demonstrating both materials are potentially acid generating (PAG) since $PN/PA < 2$. For this reason, a ¼ inch limestone gravel was added to the paste rock mixture in columns C2 and C3, and to the field test cell (CR-4) to increase the neutralization potential and theoretically make the material non-acid generating.

The XRD analysis for the semi-quantitative mineral composition showed that the tailings are mainly composed of silicates such as quartz (42 %), albite, and muscovite, and the presence of pyrite in a proportion of 30 %. As for the waste rock, that is rich in quartz (50 %), carbonates (4.6%), and sulfides (1.35 %).

4.4.2 Hydrogeological Results

The hydrogeological data (volumetric water content VWC and suction) for the in-lab columns are presented in the following graphs (Figures 4-3 to 4-6). For the CCBE columns 1 and 2, the suction and VWC sensors 1 to 4 are placed respectively 100 cm (1), 80 cm (2), 50 cm (3), and 20 cm (4) from the bottom of the column. As for bilayer columns 3 and 4, the suction and VWC sensors 1 to 3 are placed at 70 cm (1), 50 cm (2), and 20 cm (3) from the bottom of the column.

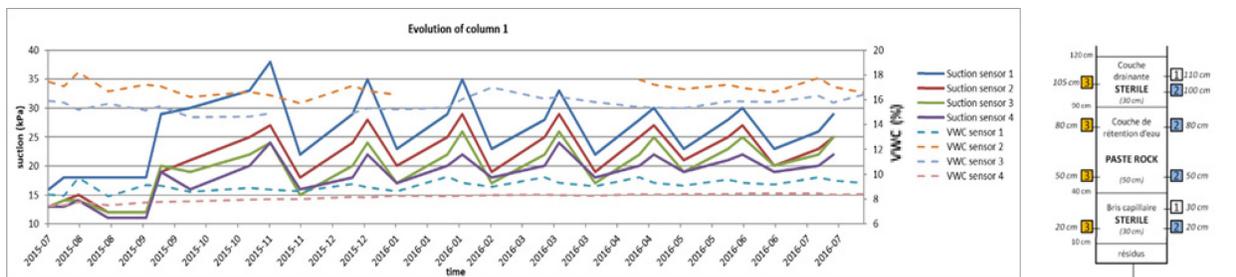


Figure 4-3: Volumetric water content and suction measured for column 1

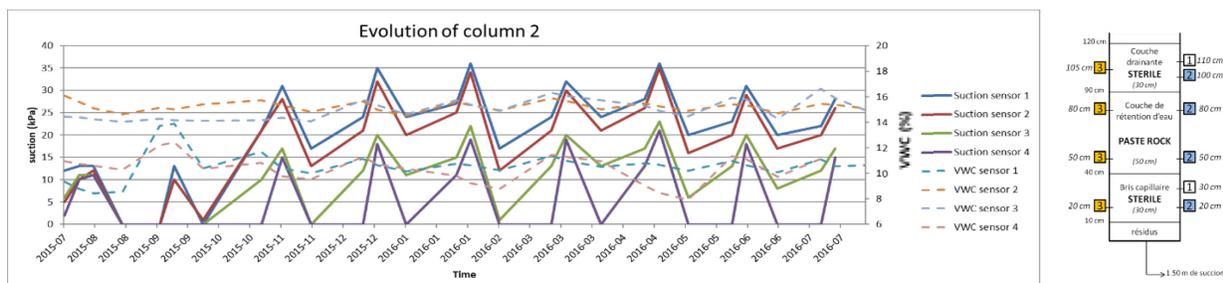


Figure 4-4 : Volumetric water content and suction measured for column 2

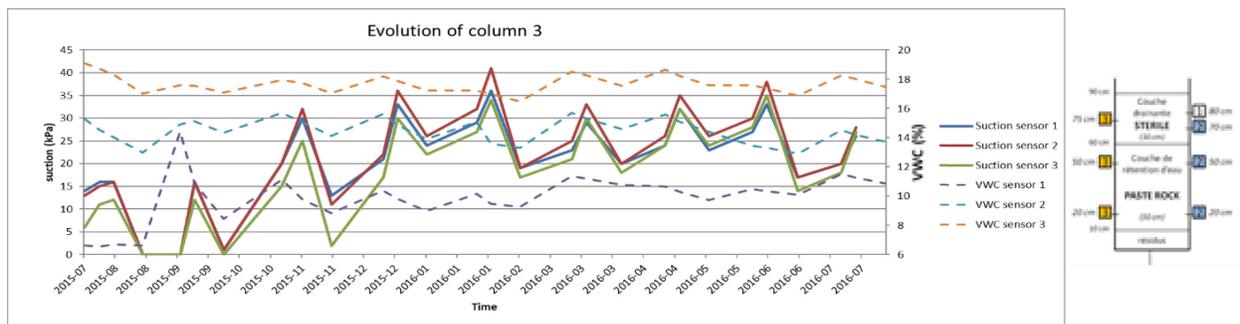


Figure 4-5: Volumetric water content and suction measured for column 3

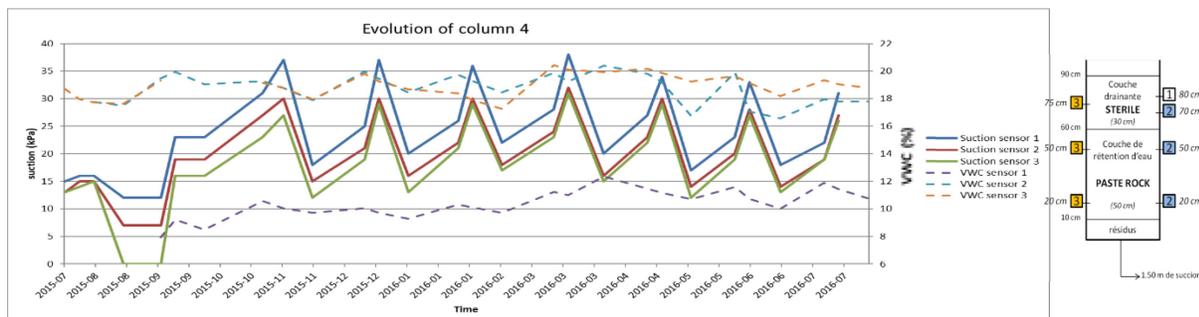


Figure 4-6 : Volumetric water content and suction measured for column 4

The results for columns C1 and C2 show expected behaviour for a CCBE cover configuration, where the higher volumetric water content (VWC) are observed in the moisture-retaining layer (MRL) made of paste rock, which corresponds to suction values below the air entry value (AEV) allowing for the material to keep its saturation. For example, in column #1, the VWC in the paste rock (MRL) stays between 16-18% while the suction (< 35 kPa) was close to the AEV of tailings (20-30 kPa), which is expected to be lower to the one of paste rock due to the difference in porosity (Bussière, 2007); the porosity of tailings (typically between 0.40 and 0.50) is more important than the one of paste rock (< 0.20).

For the bi-layer columns without a capillary break (C3 and C4), the measured volumetric water contents (VWC) are higher with the depth of the cover and the suction is slightly higher, rising close to 40 kPa.

When the results for the amended columns are compared to non-amended ones, lower VWC values and higher suction values are observed. Although the amended paste rock itself was not tested for its hydrogeological properties as part of this study, these VWC and suction results are most likely explained by the addition of the limestone amendment which should rise the density and lower the porosity of the paste rock mixture. This will in turn allow for better water retention characteristics, or said differently, the degree of saturation (VWC/porosity) will be higher for a given suction.

4.4.3 Oxygen flux results

The oxygen fluxes measured with oxygen consumption tests for the four laboratory columns over a period of 500 days are presented in the Figure 4-7.

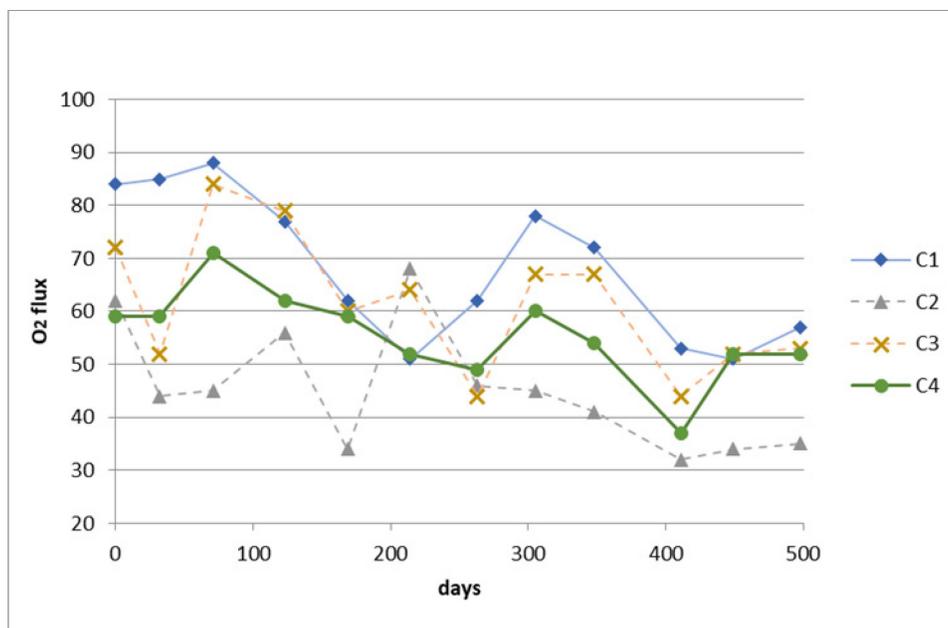


Figure 4-7 : Oxygen flux measured in the different columns

The lowest fluxes are observed in the amended column with a waste rock capillary break (C2). In both amended columns (C2 and C3), the limestone most likely limited the reactivity of the sulfides present in the paste rock, which in turn lowers the oxygen fluxes. The oxygen flux values measured range from 30 to 80 mol/m²/yr. The paste rock cover contributed to limiting the reactivity of the Laronde tailings present at the bottom of each column. Other studies by Bussière et al., (2004), demonstrated that the Laronde tailings have a reactivity between 365 -1500 mol/m²/yr. It was determined that the precision of the oxygen consumption test to be in the order of 10 mol/m²/yr for fluxes between 1-100 mol/m²/yr (Rey, 2019). Therefore, we can state with assurance that the paste rock cover limits the tailings' reactivity.

4.4.4 Geochemical Results

The leachate samples from each column following each monthly rinse cycle were analyzed for pH, Eh, conductivity, alkalinity, acidity, total sulfur, and several metals (Al, As, B, Ba, Be, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fe, K, Li, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, Pb, Sb, Se, Si, Sr, Te, Ti, and Zn). The objective was to assess the capacity of each cover configuration to limit acid mine drainage (AMD) and metal leaching. Some of the results, representative of the trends observed are shown in Figures 4-8, 4-9 and 4-10 below.

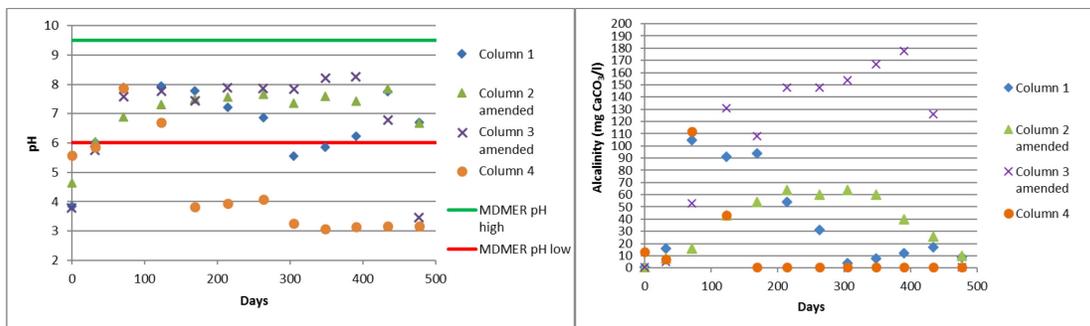


Figure 4-8 : Results for pH and alkalinity measured from the leachate of the four laboratory columns

The first observation by looking at the pH and alkalinity results is that column 4 is the first to drop in pH and alkalinity over time, followed by column 1. This is most likely because they were not amended by limestone. Column 1 shows a slightly better performance than C4, probably due to the capillary break in its configuration that reduces more efficiently oxygen migration. The amended columns #2 and #3 keep their pH above the federal MDMER limit, but show a downward trend starting around 400 days. All columns have lost their alkalinity by 500 days. Clearly at that point, the amendment is not able to counterbalance the acidity generated by the mining materials.

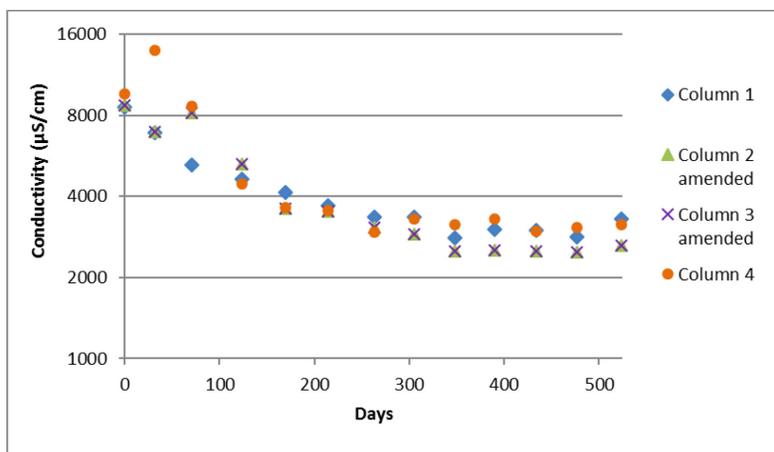


Figure 4-9 : Conductivity measurements from the leachate of the four columns

As for the conductivity measurement, there is a downward trend for all columns until 300 days. After that, the values stay the same or they rise slightly; at the end of the test, the highest value is

observed in the leachate of Column 1 while the lowest is for the leachate of Column 2. This added to the pH and alkalinity profiles show a change in the trends of the results at around the same time.

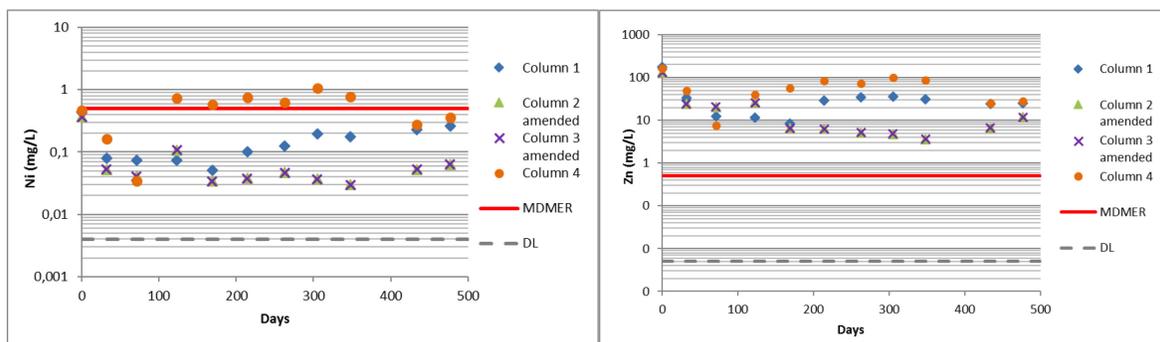


Figure 4-10 : Results for nickel and zinc from the leachate of the four columns

Results in metal concentrations for nickel and zinc show a better performance for the amended columns up to 400 days. Because of the limestone amendment, there was a downward trend in nickel and zinc for both columns C2 and C3, lower than the regulatory limit for nickel and almost reaching the regulatory limit for zinc until 325 days, when the alkalinity was lost in the system. After that time, the concentration in both Ni and Zn increased significantly.

4.5 Conclusion and Upcoming Work

An experimental protocol using in-lab columns was conducted to evaluate the use of paste rock as an adequate cover to prevent acid mine drainage (AMD). Results of the hydrogeological monitoring of the in-lab columns demonstrated that the paste rock cover, more specifically in limestone amended CCBE configuration, was successful in maintaining an adequate volumetric water content (VWC) and suction to limit the migration of oxygen in the cover. The geochemical monitoring showed, however, that the beneficial effect of the limestone amendment to maintain a neutral pH and sufficient alkalinity to prevent acid mine drainage is only present for a certain period. The results show depletion of alkalinity and a rise in the metal leaching after the depletion (after 325 days).

To further interpret the results obtained so far from the in-lab columns, results from the columns will be compared to a full season of results from a field experimental test cell. More specifically, a field experimental cell with a paste rock cover was constructed at the LaRonde mine in the fall of 2015 with a design based on previous work (Bussière et al. 2007). The cell as the form of a reverse truncated pyramidal-shaped basin insulated from the hydrogeological system via a geomembrane.

A drain was installed at the centre of the 1 m² bottom of the cell was deployed horizontally in order to emerge outside the cell. The outlet of the drain connected to a flowmeter allows monitoring water volume and quality. Volumetric water content (VWC) sensors and suction sensors were positioned in the different layers of material and connected to a data logger. A pore gas sampler connected to oxygen sensors in the different layers will allow measurement of vertical oxygen concentration profiles. The results and interpretation will be made available in an upcoming publication.

4.6 Acknowledgements

The authors would like to acknowledge the partners of UQAT-Polytechnique Research Institute on Mines and Environment (RIME) for their financial support. The collaboration of the LaRonde – Agnico Eagle team was appreciated. The authors would also like to thank the URSTM/UQAT staff for their assistance in the laboratory.

CHAPITRE 5 DISCUSSION GÉNÉRALE

Ce chapitre de discussion générale sur le projet de recherche vise à ajouter à la compréhension du comportement géochimique des scénarios testés présentés au Chapitre 4. Plus spécifiquement, on présente des résultats complémentaires en laboratoire sur les grandes colonnes expérimentales, les résultats géochimiques obtenus sur les matériaux à la suite du démantèlement de ces colonnes ainsi que les résultats du suivi de la cellule de terrain expérimentale construite à la Mine LaRonde (AEM) en 2015

Ce chapitre se conclut par une discussion sur la comparaison des résultats du suivi de la cellule de terrain et ceux des essais en colonne. L'objectif est de valider si un essai en laboratoire est un bon indicateur du comportement d'un recouvrement une fois sur le terrain.

5.1 Résultats complémentaires des essais en colonnes

À la suite des cycles de mouillage-drainage sur les colonnes en laboratoire, quelques essais complémentaires ont été réalisés sur les matériaux des quatre colonnes lors du démantèlement de celles-ci (voir section 3.4.7). De plus, une colonne témoin en résidus de la Mine LaRonde a fait partie des travaux de maîtrise de Kalonji-Kabambi (2014). Afin de démontrer la performance d'un recouvrement paste rock à réduire ou non la contamination, les résultats des essais en colonnes sont comparés à ceux de la colonne témoin des travaux de Kalonji-Kabambi (2014). Cette section de l'étude présente les résultats géochimiques sur les matériaux obtenus à la suite du démantèlement comparativement aux résultats initiaux. De plus, la comparaison des résultats de qualité d'eau obtenus lors des essais sur les quatre colonnes avec paste rock par rapport à ceux mesurés lors des rinçages de la colonne témoin en résidus est présentée. Plusieurs phénomènes géochimiques ont une influence sur la qualité de l'eau résultant des essais, dont l'oxydation, la réduction, la précipitation, et la sorption (Plante, 2012). Dans cette optique, et comme la qualité de l'eau à l'effluent d'une colonne ou de la cellule de terrain est probablement liée à une combinaison de ces phénomènes plutôt qu'à un seul, cette étude ne cherche pas à discriminer ceux-ci mais seront analysés en tant que qualité d'eau finale.

5.1.1 Résultats de la colonne témoin faite de résidus LaRonde

Durant les travaux de Kalonji-Kabambi (2014), une colonne témoin a été construite au laboratoire avec des résidus LaRonde. Cette colonne en plexiglas avait un diamètre de 14 cm et une hauteur de 50 cm. Une épaisseur de 30 cm de résidus miniers LaRonde a été placée à l'intérieur, laissant place à une hauteur vide de 20 cm en haut de la colonne pour permettre l'ajout de 2 litres d'eau désionisée à chaque cycle de mouillage-drainage, et la réalisation d'essais de consommation d'oxygène.

Il y a eu 19 cycles mensuels de mouillage-drainage sur plus de 532 jours. Les résultats d'analyses sur le lixiviat pour les principaux éléments visés par la réglementation sur les effluents de mines de métaux sont présentés dans le Tableau 5-1 ci-dessous.

Tableau 5-1 : Principaux résultats de la colonne témoin en résidus LaRonde (Kalonji-Kabambi, 2014) pour les principaux éléments visés par le REMMMD (ECCC 2019) et la Dir 019 (MELCC 2012)

Cycles mensuels	pH	Conductivité	Alcalinité mg CaCO ₃ /l	As mg/l	Cu mg/l	Fe mg/l	Ni mg/l	Pb mg/l	Zn mg/l
Limite REMMMD (ECCC 2019)/D019	6- 9.5	(uS/cm)		0.5	0.3	3	0.5	0.2	0.5
Cycle 0	1,87	11400	0	0,301	16,4	2350	29,6	1,02	2940
Cycle 1	1,94	3970	0	0,167	28,7	304	3,13	0,422	425
Cycle 2	2,18	3240	0	0,118	49,3	231	0,382	0,965	245
Cycle 3	1,55	2470	0	0,064	29,3	65,3	0,028	0,313	12,2
Cycle 4	1,7	2610	0	0,06	59,4	190	0,134	0,313	94,8
Cycle 5	1,7	2600	0	0,06	47,5	171	0,087	0,268	60
Cycle 6	1,9	2850	0	0,06	71,7	342	0,149	0,364	112
Cycle 7	2,5	3990	0	0,06	65,6	412	0,16	0,464	99,7
Cycle 8	1,67	5850	0	0,06	56,4	1220	0,26	0,624	172
Cycle 9	2,17	6950	0	0,06	37,2	2370	0,367	0,54	132
Cycle 10	2,1	6960	0	0,06	27,2	2790	0,404	0,684	64
Cycle 11	1,6	5750	0	0,06	20,4	1910	0,35	1,2	37,9
Cycle 12	0,33	3820	0	0,06	18,5	1410	0,274	1,54	18,4

À la lecture de ces résultats, on voit clairement le caractère très acidogène des résidus de la Mine LaRonde, avec un pH des lixiviats autour de 2 ou moins et des concentrations en métaux

importantes. Sauf pour quelques résultats, en bleu dans le tableau, tous les paramètres à l'exception de l'arsenic ne respectent pas les normes de la réglementation en vigueur.

5.1.2 Comparaison des résultats de la colonne témoin de résidus avec les colonnes simulant un recouvrement de paste rock

Les résultats des quatre colonnes avec un recouvrement de paste rock de la présente étude ont ensuite été comparés aux résultats obtenus à partir de la colonne témoin en résidus (Kalonji-Kabambi 2017). Les Figures 5-1 à 5-4 suivantes illustrent cette comparaison pour les principaux paramètres nous permettant de juger de la performance du paste rock à limiter la contamination en métaux dans les eaux minières. La compilation des résultats ICP-AES des colonnes de paste rock pour les éléments majeurs est présentée à l'Annexe G.

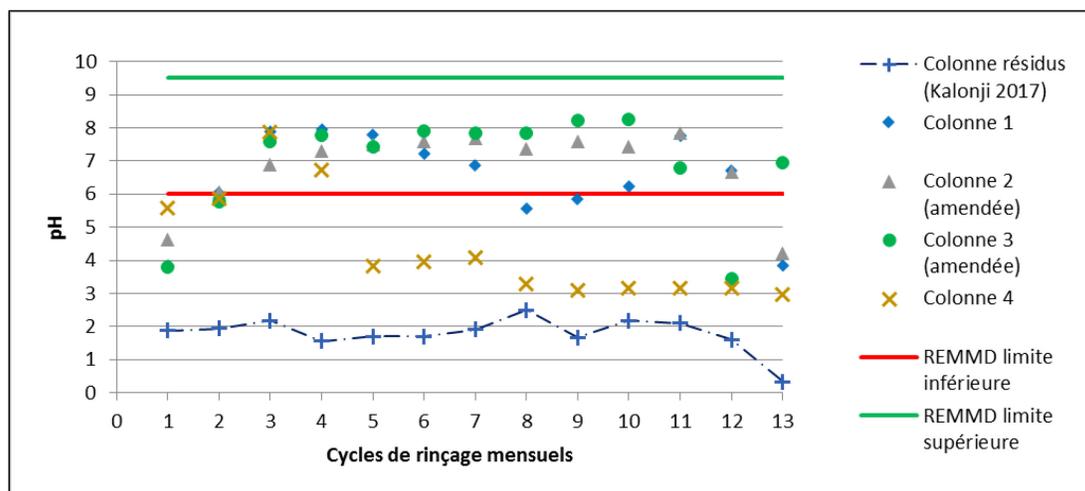


Figure 5-1 : Évolution du pH dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus

La Figure 5-1 montre bien que toutes les configurations de recouvrement de paste rock, CEBC ou bicouche, amendée en calcaire ou non, maintiennent un pH plus élevé que les résidus sans recouvrement, et même que l'ajout d'un amendement calcaire maintient le pH au-dessus de la norme réglementaire pendant plus de 11 cycles mensuels.

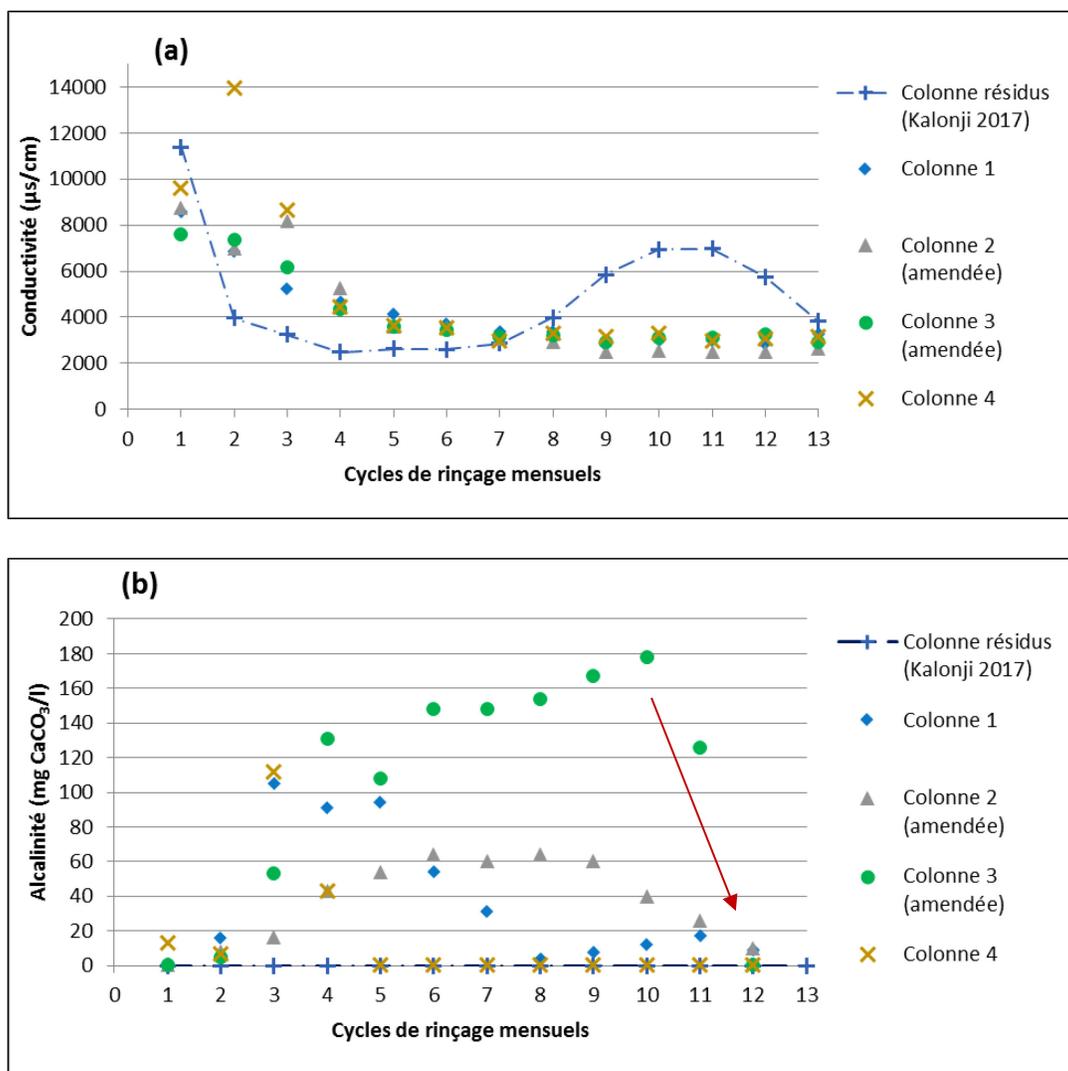


Figure 5-2 : Évolution de la conductivité électrique (a) et de l'alcalinité (b) dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus

Au niveau de la conductivité électrique (Figure 5-2a), sauf pour une légère fluctuation pour la colonne témoin en résidus, les valeurs sont similaires, variant entre 2600 et 3900 $\mu\text{S}/\text{cm}$ au bout de 12 cycles. Pour l'alcalinité (Figure 5-2b), on voit clairement l'effet temporaire de l'ajout de l'amendement calcaire dans les colonnes 2 et 3, et la perte d'alcalinité une fois l'effet du calcaire estompé (après environ 10 cycles). La colonne témoin en résidus a une concentration sous la valeur de détection en alcalinité.

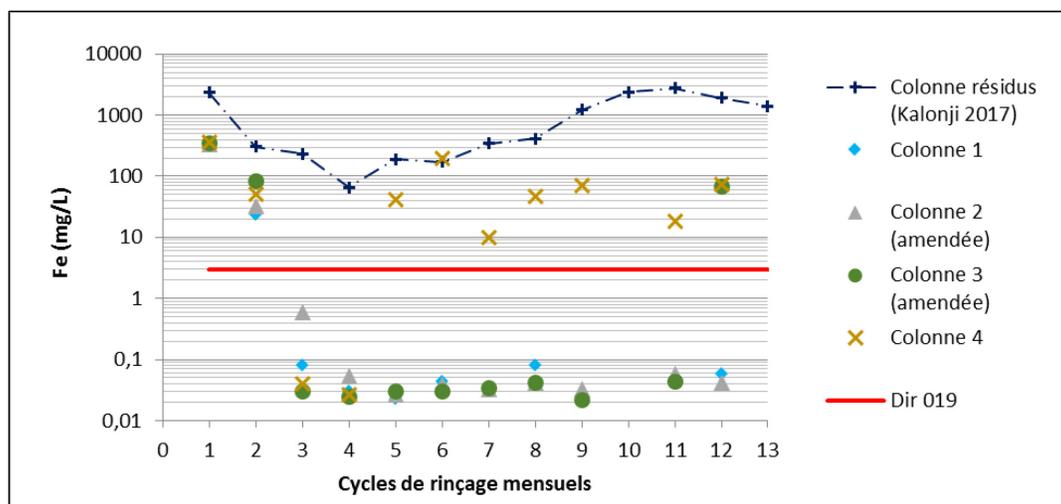


Figure 5-3 : Évolution de la teneur en fer dans les colonnes avec paste rock versus la colonne témoin en résidus

Pour le fer, toutes les colonnes ont des teneurs plus faibles que la colonne témoin de Kalonji-Kabambi (2017). On observe même que les deux colonnes avec une configuration de CEBC ont maintenu la concentration en fer sous la norme maximale prescrite par la Directive 019 de 3 mg/l. Il est important de rappeler qu'il y a un lien important entre le fer et le pH. À pH près de la neutralité, le fer précipite et ne sort pas dans le lixiviat (cas des colonnes 1, 2 et 3) alors qu'à pH acide (cas de la colonne 4 et de la colonne témoin), le fer est mobile et se retrouve dans l'eau récupérée au bas de la colonne.

Dans le cas du nickel et du zinc, c'est surtout la présence de l'amendement calcaire dans les colonnes 2 et 3 qui a contribué à réduire la lixiviation de ces métaux sous les concentrations observées dans la colonne témoin (Kalonji-Kabambi, 2014). La colonne 2 amendée, et de configuration CEBC, a même maintenue le nickel à des concentrations au moins un ordre de grandeur plus faible que celles de la colonne de résidus.

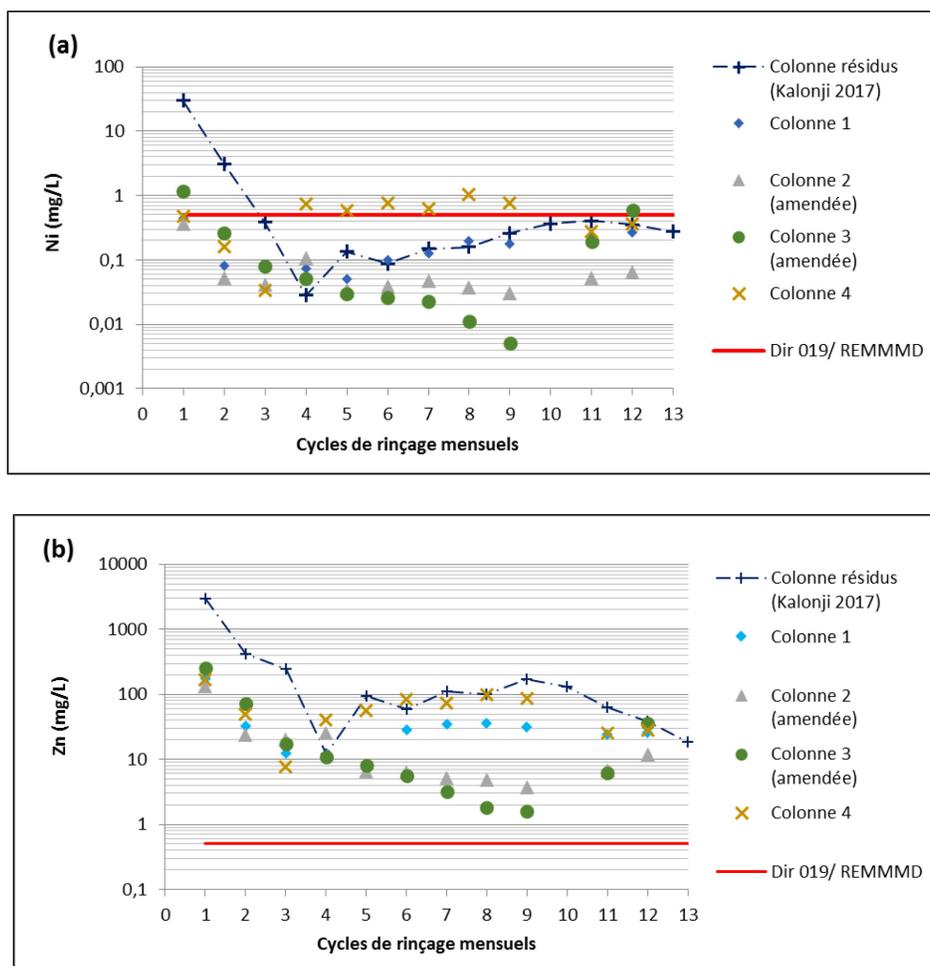


Figure 5-4 : Évolution des teneurs en nickel (a) et en zinc (b) dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus

La Figure 5-5 ci-dessous présente l'évolution des concentrations en soufre total de la colonne témoin (Kalonji-Kabambi 2017) versus les colonnes de recouvrements en paste rock. L'hypothèse est que le soufre total mesuré dans le lixiviat des colonnes est sous la forme de sulfates et non sous des formes intermédiaires (ex. thiosulfates). Les résultats de la comparaison des colonnes démontrent que les colonnes avec recouvrements de paste rock (C1 à C4) ont maintenu des concentrations en soufre plus faibles (500-1000 mg/l) dans le lixiviat que la colonne témoin en résidus. On peut voir que malgré des concentrations en soufre similaires aux autres colonnes pour les premiers cycles, la concentration en soufre dans la colonne témoin augmente à partir du huitième cycle pour atteindre 1700-2500 mg/l. Il est donc possible d'affirmer que les recouvrements en paste rock limitent l'oxydation du soufre présent dans les matériaux des colonnes et les résidus réactifs sous-jacents. Cependant, il n'est pas possible, en regardant seulement le

soufre total, de faire une distinction entre les configurations des recouvrements paste rock pour limiter l'oxydation du soufre, car les résultats obtenus sont similaires pour les quatre colonnes. Cela vient sûrement en partie du fait qu'à pH acide, une partie du soufre pourrait précipiter dans les colonnes sous forme de minéraux secondaires tels que la jarosite (Ethier, 2018; Blowes et al., 2003). Il est également possible que la concentration en soufre dans les colonnes soit plafonnée sous la barre des 1000 mg/l en raison de la précipitation de sulfates tel le gypse ou l'anhydrite.

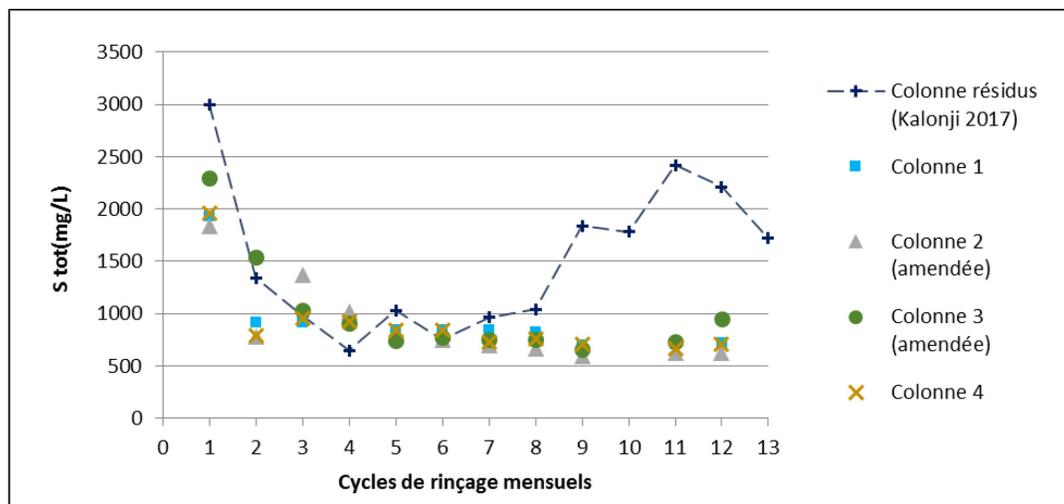


Figure 5-5 : Évolution des teneurs en soufre total dans les colonnes de recouvrement avec paste rock versus la colonne témoin en résidus

De façon générale, cette comparaison des résultats a démontré qu'un recouvrement composé d'un mélange de paste rock, qu'il soit de configuration CEBC ou monocouche avec ou sans amendement, est efficace pour maintenir un pH plus élevé que la colonne témoin, aide à réduire le niveau de contamination de certains métaux et la formation des sulfates, et ce même si les normes réglementaires ne sont pas atteintes en tout temps.

5.2 Résultats géochimiques lors du démantèlement des colonnes

Cette section présente les résultats géochimiques obtenus lors du démantèlement des colonnes. Plusieurs échantillons ont été prélevés dans les différentes couches des matériaux composant les configurations CEBC ou bicouches des quatre colonnes montées dans le cadre du projet afin de mieux comprendre le comportement géochimique des scénarios testés.

Des analyses chimiques par ICP-AES ont été réalisées au démantèlement sur chacune des couches de matériaux des colonnes pour les éléments majeurs. Les certificats d'analyse se trouvent à l'Annexe I. Les Figures 5-6 et 5-7 présentent les teneurs en fer et zinc dans les couches de paste rock, avec et sans amendement, et des résidus des 4 colonnes expérimentales.

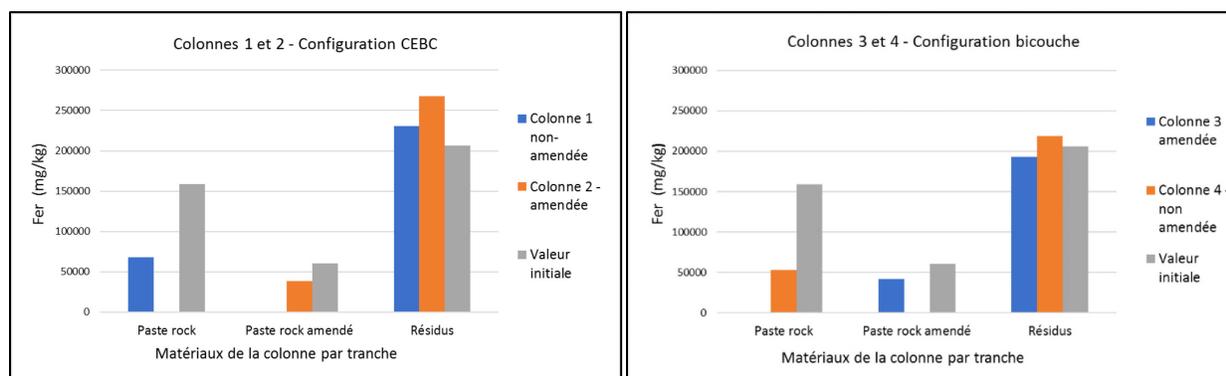


Figure 5-6 : Teneur en Fe (mg/kg) à travers les différentes couches de paste rock et de résidus des colonnes avant et après démantèlement

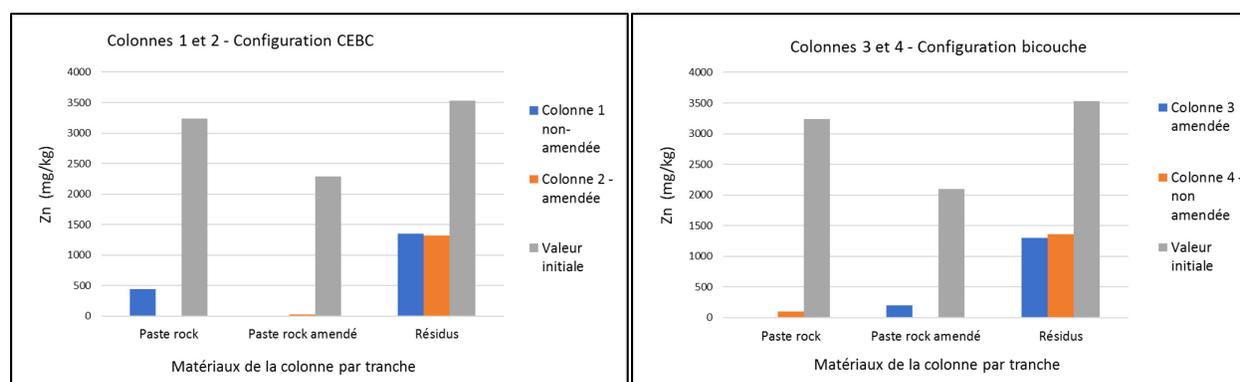


Figure 5-7 : Teneur en Zn (mg/kg) à travers les différentes couches de paste rock et de résidus des colonnes avant et après démantèlement

Les profils de la teneur pour les métaux, fer et zinc, très présents dans les résidus et stériles de la mine LaRonde, montrent une baisse marquée des teneurs dans les tranches de paste rock, ceci en grande partie en raison du ratio de mélange (4,3 stériles :1 résidus). Cependant, le ratio ne semble pas le seul facteur pour cette diminution, car le paste rock a des teneurs en fer et zinc plusieurs ordres de grandeur plus petite qui s'approchent de celles des stériles (60-341 mg/kg). Plusieurs

observations peuvent être faites en comparant les résultats avant et après les essais dans les colonnes :

- On observe une baisse des teneurs en fer dans le paste rock, après les essais, plus importante pour le paste rock non amendé, et ce pour les deux colonnes (CEBC ou bicouche) C1 et C4. L'amendement calcaire a joué un rôle pour empêcher le lessivage de cet élément en maintenant un pH plus élevé dans les deux colonnes.
- La variation observée de la teneur en Fe avant et après est expliquée par une oxydation moindre dans les résidus couverts par une CEBC, avec peut-être un peu de précipitation. Dans les colonnes bicouches, le Fe serait lixivié lors de l'oxydation des rejets.
- Au niveau des teneurs en Zn, celui-ci a été beaucoup plus mobile, car les teneurs après les essais sont beaucoup plus faibles que les valeurs initiales, et ce autant pour les mélanges de paste rock avec ou sans amendement, et les résidus.

Diffraction aux rayons X

Une analyse semi-quantitative minéralogique par diffraction aux rayons X (DRX) a été faite sur les principales couches de matériaux après le démantèlement. Les résultats obtenus ont ensuite été comparés aux résultats de la DRX sur les résidus et stériles de LaRonde reçus en début de projet et présentés aux Figures 3-19 et 3-20 du Chapitre 3. Également, la minéralogie attendue pour le mélange initial du paste rock a été calculée selon le ratio du mélange de stérile et de résidus (4,3 :1), ainsi que le ratio d'amendement calcaire (0,55 :1). La minéralogie du gravier calcaire, présentée au Chapitre 3, a été obtenue des travaux de Elghali (2018) qui a fait des essais à l'aide d'un gravier calcaire de la même provenance. Cette comparaison de résultats permet de voir l'évolution des concentrations des différents minéraux et d'évaluer si de nouveaux minéraux apparaissent après plus d'une année de cycles de rinçage sur les colonnes. Le Tableau 5-2 ci-dessous donne un sommaire des résultats obtenus pour le paste rock (amendé ou non), avec le stérile et les résidus LaRonde.

Tableau 5-2 : Résultats des analyses minéralogiques (DRX)

Minéraux	Analyses initiales			Valeurs initiales (calculées selon ratio)		Analyses au démantèlement	
	Résidus LaRonde %	Stériles LaRonde %	Calcaire Elghali,A (2018) %	Paste rock non amendé	Paste rock amendé	Paste rock non amendé C1 %	Paste rock amendé C2 %
Quartz	41,6	49,4	2	47,9	31,8	55,8	28,7
Pyrite	29,7	1,4	-	6,7	4,4	6,1	3,7
Muscovite	5,4	-	-	1,0	0,7	3,1	1,8
Albite	9,3	19,5	-	17,5	11,4	19,1	14,3
Paragonite	8,8	-	-	1,7	1,1	-	-
Galène	0,2	-	-	0,04	0,02	-	-
Chlorite	-	8,3	-	6,7	4,4	6,4	7,2
Chamosite	5,0	-	-	1	0,6	-	-
Anhydrite	-	-	-	-	-	0,3	0,2
Calcite	-	2,3	76	1,8	27,8	3,9	31,1
Dolomite	-	1,0	22	0,8	8,2	1,8	11,5
Sidérite	-	1,3	-	1,2	0,8	-	-
Actinolite	-	2	-	1,6	1,0	3,5	1,6
Talc	-	5,8	-	4,7	3,0	-	-
Diopside	-	8,4	-	6,8	4,4	-	-
Total (%)	100	100	100	100	100	100	100

Les principaux minéraux présents analysés dans les résidus et les stériles de LaRonde, et calculés selon le ratio pour les mélanges paste rock, en début de projet se retrouvent dans les tranches de

matériaux post-démantèlement. Les principaux minéraux présents sont le quartz, la pyrite, l'albite, et la calcite. Leur pourcentage de composition reflète le ratio de mélange utilisé 4,3 (stérile): 1 (résidus), et d'amendement en calcaire 0,55 (calcaire) :1 (paste rock). L'apparition de l'anhydrite dans les mélanges post-démantèlement démontre qu'un peu de sulfates, résultant de l'oxydation des sulfures, a précipité dans les colonnes. Le DRX, n'étant pas une analyse très précise, nous pouvons dire que la composition des mélanges de paste rock, amendé et non amendé, sont similaire à l'étape du démantèlement vs les valeurs initiales et ce, pour tous les autres minéraux.

Pourcentage de soufre et de carbone

Les teneurs en soufre et en carbone des résidus et des stériles ont été validées par des analyses à la fournaise à induction (ELTRA CS 2000) selon la méthode présentée au Chapitre 3. Le Tableau 5-3 ci-dessous présente les résultats des teneurs en carbone et soufre pour les matériaux initiaux (résidus et stériles), versus les tranches de paste rock tel que précédemment pour la DRX. Tous les résultats se retrouvent en annexe G.

Tableau 5-3 : Comparaison des résultats des analyses à la fournaise à induction (LECO)

Éléments	Analyses initiales		Valeurs initiales (calculées selon ratio)		Analyses de démantèlement		
	Résidus LaRonde	Stériles LaRonde	Paste rock non amendé	Paste rock amendé	Résidus LaRonde (C1)	Paste rock non amendé (C1)	Paste rock amendé (C2)
Soufre total % p/p	19,08	1,07	4,49	2,91	20,22	4,05	2,56
Carbone total % p/p	<0,05	0,44	0,36	nd*	0,06	0,20	5,00

*nd= La valeur du % carbone total n'est pas disponible pour le paste rock amendé, car l'analyse du % carbone total du gravier calcaire utilisé n'a pas été analysé lors de ce projet.

On observe pour le paste rock a une teneur en soufre plus faible que celui des résidus en raison du ratio du mélange (4,3 stériles : 1 résidus), et très peu de carbone détecté. Aussi, en raison du ratio

d'amendement ajouté, il y a 1,6 fois moins de soufre dans le paste rock amendé que celui sans ajout de calcaire. Les résultats obtenus ou calculés pour les matériaux des colonnes avant et après les essais de mouillage-drainage en laboratoire sont très similaires, tant pour les mélanges de paste rock que les résidus miniers à la base des colonnes. Les résultats complets sont présentés à l'Annexe I. De plus, les pourcentages de soufre total donnés par le LECO pour le paste rock non amendé (4,05 %), et amendé (2,56 % S) se rapprochent des résultats de la teneur en pyrite (FeS_2) par DRX (6,08 % paste rock non amendé et 3,7 % paste rock amendé).

Potentiel de génération d'acide

Tel que montré au chapitre 3, le potentiel acidifiant (PA) et de neutralisation (PN) peuvent être estimés à partir du % soufre et du % du carbone de l'échantillon donnés par le four à induction. Le Tableau 5-4 présente les résultats des matériaux initiaux avec les tranches de paste rock tel que fait dans les sections précédentes de ce chapitre pour le carbone/soufre et la DRX.

Tableau 5-4 : Potentiel de génération d'acide estimé à partir du % soufre et du % du carbone

	Matériaux initiaux				Matériaux de démantèlement	
	Résidus LaRonde (kg CaCO_3/t)	Stériles LaRonde (kg CaCO_3/t)	Paste rock non amendé (kg CaCO_3/t)	Paste rock amendé (calculé*) (kg CaCO_3/t)	Paste rock non amendé (C1) (kg CaCO_3/t)	Paste rock amendé (C2) (kg CaCO_3/t)
PA= (31,25*%S)	596,25	33,28	139,5	90,66	126,41	80,13
PN = (83,3*%C)	4,165	36,65	30,5	479	16,43	416,50
PN-PA	-592,09	3,37	-109	388	-109,98	336,36
PN/PA	0,007	1,101	0,219	4,26	0,13	5,20

*Les valeurs pour le paste rock amendé ont été calculées selon le ratio du mélange (0,55 calcaire : 1 paste rock)

Comparativement aux résultats obtenus et calculs faits pour les matériaux initiaux, les mélanges de paste rock non amendé et amendé post-démantèlement sont très similaires. Le paste rock non amendé est fortement générateur d'acidité et son potentiel de neutralisation est négligeable

(PA>>PN). On peut clairement voir l'impact de l'amendement en calcaire ajouté au paste rock de la colonne 2 qui a un fort potentiel de neutralisation (PN>PA), et nous obtenons un ratio PN/PA de 5,2 qui est supérieur au ratio de 3 recommandé par la législation du Québec (Dir 019 – MELCC 2012). Cependant, le ratio PN/PA au démantèlement de 5,2 est plus élevé que le ratio initial de 4,26. Ceci est peut-être expliqué par la perte en soufre proportionnellement plus importante que celle en calcaire dans la colonne, par une lixiviation à pH plus faible, une fois l'alcalinité consommée lors des derniers cycles de mouillage-drainage.

Analyses des sulfates et détermination du soufre -sulfures

La détermination de la quantité de sulfures dans les matériaux à la suite du démantèlement a été faite en utilisant la relation suivante :

$$\text{Soufre total} = \text{Soufre sulfures} + \text{Sulfates}$$

Les analyses de sulfates ont été réalisées en laboratoire sur certaines des couches de matériaux démantelées, principalement des couches de paste rock, afin de permettre le calcul de la teneur en sulfures. Les certificats d'analyses sont présentés à l'Annexe J. Le Tableau 5-5 ci-dessous présente un sommaire des résultats.

Tableau 5-5 : Détermination du soufre sous forme de sulfures

Tranche de matériaux	S total	SO₄²⁻	S sulfure calculé
Unités	% p/p	% p/p	%
C1 Paste rock	4,045	0,167	3,878
C2 Paste rock	2,564	0,379	2,185
C3 Paste rock	2,641	0,308	2,333
C4 Paste rock	3,845	0,255	3,590

On peut voir qu'une faible proportion du soufre se retrouve sous forme de sulfates dans le paste rock, et même après plus d'un an de cycles de mouillage- séchage, on retrouve la majorité du soufre sous la forme de sulfures. La faible quantité de sulfates présents pourrait être associée à des minéraux secondaires qui ont précipité durant l'essai en colonne. Le % en sulfates est un peu plus

élevé dans les colonnes amendées (C2 et C3), cependant ce phénomène est observé autant dans la colonne amendée que non amendée en calcaire.

5.3 Résultats du suivi de la cellule expérimentale avec paste rock

Tel que présenté à la section 3.5, la construction d'une cellule expérimentale sur le site de la mine LaRonde, la cellule CR-4, a été mise en œuvre dans le but de reproduire sur le terrain la configuration de type bicouche d'un recouvrement de paste rock amendé avec du gravier calcaire, tel que l'on retrouve au laboratoire dans une des grandes colonnes expérimentales, la colonne 3, du projet (voir section 3.4).

Cette section présente les résultats du suivi de la cellule CRT-4, en comparaison avec la cellule témoin CRT-1, entre 2017 et 2019. La cellule témoin (CRT-1) construite avec les résidus de la Mine LaRonde a été mise en place dans le cadre des travaux de Kalonji-Kabambi (2017).

5.3.1 Paramètres et fréquence de suivi

Pour la période de suivi des cellules expérimentales CRT-1 et CR-4 de 2017 à 2019, différents paramètres ont fait l'objet d'une collecte de données rigoureuse tel que présenté dans le Tableau 5-6 ci-dessous :

Tableau 5-6 : Tableau récapitulatif des suivis effectués sur les cellules CRT-1 et CR

Paramètre	Essais	Instrument	Fréquence
pH, Eh, Conductivité		pH-mètre et conductivimètre	2x/ mois
Composition chimique	Concentration en éléments chimiques	ICP-AES	Mensuel (sauf période hivernale)
Acidité/Alcalinité	Titration	Titrateur automatique	Mensuel (sauf période hivernale)
Teneur en eau volumique (TEV)		Sondes 5TM et GS-3	Lectures 2x/jour
Succion		Sondes Watermak	Lectures 2x/mois

5.3.2 Résultats des analyses physico-chimiques (ICP-AES)

Les Tableaux 5-7 et 5-8 ci-dessous présentent les principaux résultats des cellules CR-4 et CRT-1 en pH, alcalinité, conductivité, et des analyses par ICP-AES pour les métaux visés par la réglementation en vigueur, soit la Directive 019 (MELCC 2012), et le REMMMD (ECCC 2019).

Tableau 5-7 : Résultats de la cellule CR-4 pour les principaux éléments visés par le REMMMD (ECCC 2019) et la Dir 019 (MELCC 2012)

Date	pH	Conductivité (uS/cm)	Alcalinité mg CaCO3/l	As mg/l	Cu mg/l	Fe mg/l	Ni mg/l	Pb mg/l	Zn mg/l
Limite REMMMD (ECCC 2019)/D019	6- 9.5			0.5	0.3	3	0.5	0.2	0.5
29 mai 2017	5,05	6760	1	0,06	0,609	44,4	0,314	0,02	11,7
28 juin 2017	4,6	2020	1	0,06	0,469	88,4	0,423	0,02	11,8
26 juillet 2017	3,9	2800	1	0,06	1,18	87,1	0,716	0,02	11,5
23 août 2017	4,75	3050	5	0,06	0,131	205	0,565	0,02	8,66
6 septembre 2017	4,58	3200	4,8	0,06	0,003	453	0,455	0,02	15,7
20 septembre 2017	4,62	2870	5,6	0,06	0,027	456	0,502	0,026	17,4
17 octobre 2017	4,43	2550		0,06	0,003	399	0,378	0,02	10,4
1 novembre 2017	4,9	2730	5,8	0,06	0,003	328	0,24	0,025	7,57
13 juin 2018	2,73	1850	1	0,06	0,229	89,4	0,124	0,02	6,05
11 juillet 2018	4,15	2450	29	0,06	0,110	144	0,246	0,02	5,54
6 août 2018	2,9	3750	1	0,06	1,46	305	1,09	0,032	15,7
5 septembre 2018	4,2	2190	1	0,06	0,9	580	1,01	0,025	16,3
3 octobre 2018	3,9	4100	1	0,06	0,67	275	0,752	0,02	15
31 octobre 2018	3,8	1910	1	0,06	0,31	172	0,337	0,02	4,43
13 Juin 2019	2,88	1730	1	0,06	0,438	107	0,199	0,02	5,87
27 Juin 2019	2,79	1559	1	0,06	0,41	73,1	0,223	0,02	6,37
11 juillet 2019	2,55	1986	1	0,007	0,373	89,8	0,237	0,02	5,72
25 juillet 2019	2,52	3403	1	0,113	0,811	63,6	0,259	0,02	6,54
8 août 2019	2,38	3680	1	0,06	0,1	132	0,149	0,02	4,28
22 août 2019	2,15	3934	1	0,06	0,36	82,9	0,293	0,02	6,46
5 septembre 2019	2,26	1960	1	0,06	0,363	115	0,327	0,02	5,98
18 septembre 2019	3,25	3210	1	0,06	0,067	339	0,424	0,031	5,21

Tableau 5-8 : Résultats de la cellule CRT-1 pour les principaux éléments visés par le REMMMD (ECCC 2019) et la Dir 019 (MELCC 2012)

Date	pH	Conductivité (uS/cm)	Alcalinité mg CaCO3/l	As mg/l	Cu mg/l	Fe mg/l	Ni mg/l	Pb mg/l	Zn mg/l
Limite REMMMD (ECCC 2019)/D019	6- 9.5			0.5	0.3	3	0.5	0.2	0.5
29 mai 2017	5,02	15550	1	0,06	0,285	2310	0,875	0,508	125
28 juin 2017	3,21	4270	1	0,06	5,47	1890	0,678	0,979	128
26 juillet 2017	3,12	4830	1	0,06	4,53	2030	1,19	1,31	136
23 août 2017	3,36	11900	1	0,06	4,33	5670	1,2	1,39	244
6 septembre 2017	2,71	12580	1	0,06	6,32	8520	1,62	1,31	349
20 septembre 2017	3,51	10860	1	0,06	10,6	7880	1,62	1,1	368
17 octobre 2017	3,36	6650	-	0,06	3,01	8890	1,63	1,05	329
1 novembre 2017	3,92	9200	1	0,06	11,5	7860	1,55	1,34	241
13 juin 2018	2,3	13250	1	0,06	14,3	5150	2,71	0,505	303
11 juillet 2018	2,78	10930	1	0,06	26,9	7690	2,69	0,343	321
6 août 2018	3,2	12000	1	0,06	11,1	11300	2,19	0,911	339
5 septembre 2018	2,4	8240	1	0,06	9,2	13800	2,22	0,647	356
3 octobre 2018	3,42	19600	1	0,06	6,27	14700	2,12	0,516	278
31 octobre 2018	1,3	7500	1	12,1	72,8	9960	1,91	1,39	173
13 Juin 2019	3,3	6220	-	0,5	2,31	1590	0,76	3,6	57,1
27 Juin 2019	2,76	7140	-	0,5	11,2	2790	1,1	7	71,5
11 juillet 2019	2,72	8400	-	0,7	11,5	1460	1,04	5	64,3
25 juillet 2019	2,43	6100	-	0,5	5,24	1520	1,33	7,8	85,5
8 août 2019	2,4	5810	-	0,5	5,16	1610	1,2	6	84,4
22 août 2019	2,87	9930	-	6,8	9,36	1330	1,18	4,7	89

À la lecture de ces résultats, on voit clairement le caractère acidogène et lixiviable des résidus de la Mine LaRonde. Sauf pour quelques résultats, en bleu dans les tableaux, la plupart des paramètres ne respectent pas les normes de la réglementation en vigueur.

Comparaison des résultats de suivi pour la cellule CR-4 à ceux de la cellule témoin CRT-1

Afin de déterminer si le recouvrement monocouche composé de paste rock a une certaine efficacité à réduire la contamination, il faut comparer les résultats du suivi de l'eau à la sortie de la cellule expérimentale CR-4 avec ceux de la cellule témoin, CRT-1, composée uniquement de résidus de la Mine LaRonde.

Les Figures 5-8 à 5-12 montrent les résultats obtenus pour le suivi entre 2017 et 2019 pour les principaux paramètres d'intérêt, qui vont nous permettre de juger de l'efficacité du recouvrement.

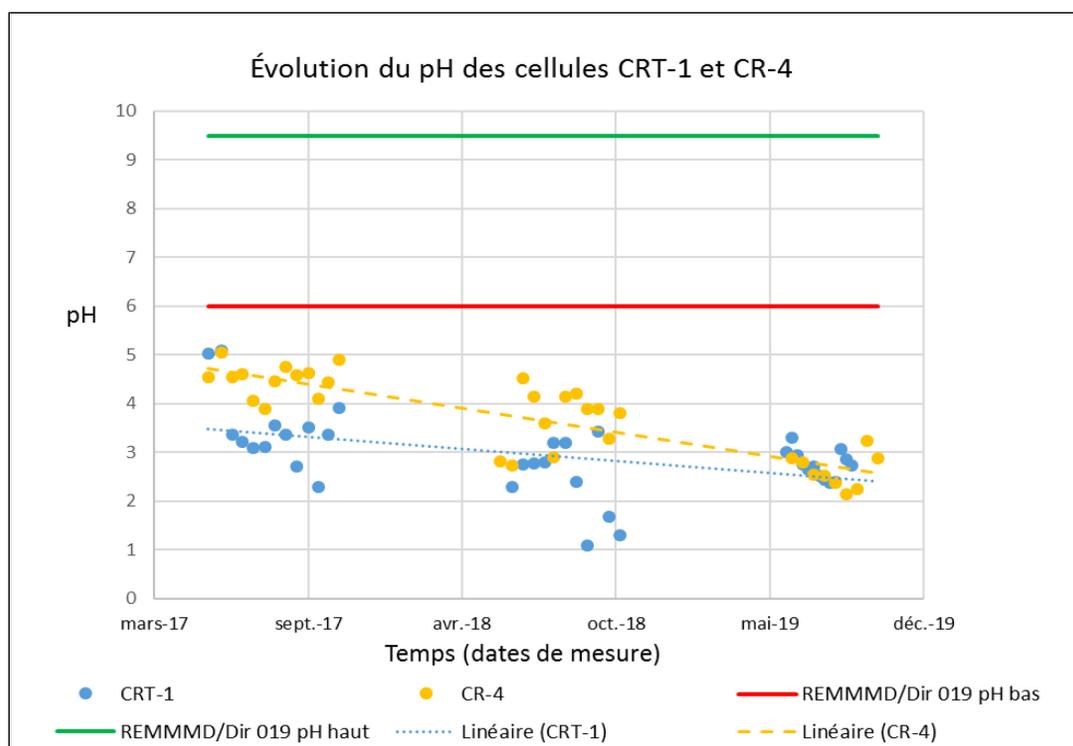


Figure 5-8 : Évolution du pH dans les cellules CRT-1 et CR-4

On observe une baisse constante du pH dans les deux cellules au cours des trois années de suivi. Durant les deux premières années du suivi, la cellule avec le recouvrement de paste rock CR-4 a cependant réussi à maintenir un pH un peu plus élevé (de 3,9 -5,05 en 2017 à 2,15 -3,25 en 2019) que la cellule témoin en résidus CRT-1 (de 2,3 -5,1 en 2017 à 2,4 -3,3 en 2019). L'hypothèse probable qui explique les valeurs similaires en pH pour 2019 est un épuisement de la capacité de

neutralisation de l'amendement calcaire de la cellule CR-4. Les normes réglementaires du REMMMD (ECCC 2019) et de la D019 (entre 6 - 9,5) ne sont jamais atteintes.

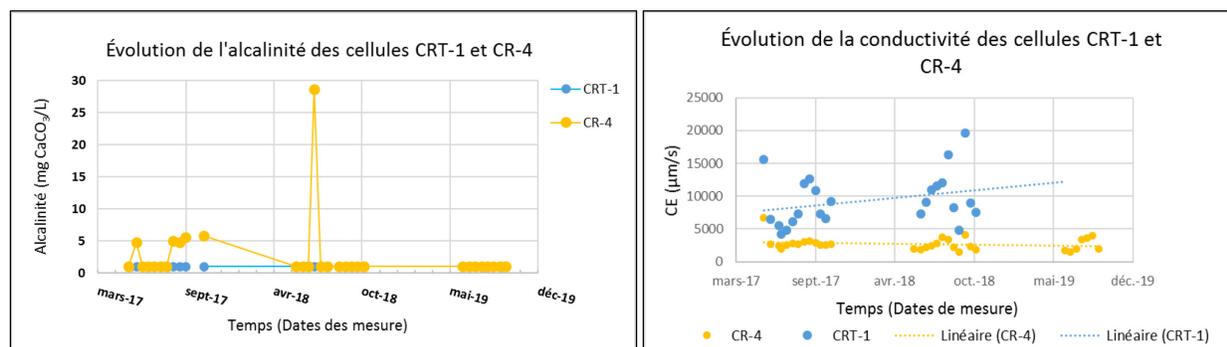


Figure 5-9 : Évolution de l'alcalinité et de la conductivité dans les cellules CRT-1 et CR-4

Au niveau de l'alcalinité, les valeurs obtenues sont très faibles pour les deux cellules (sauf pour une valeur erratique de $> 25 \text{ mg CaCO}_3/\text{L}$ en 2018 pour la CR-4, qui ne devrait pas être considérée). Cette alcalinité est légèrement plus élevée pour la CR-4 durant la première saison estivale en raison de l'ajout d'amendement calcaire au mélange de paste rock. Aussi, l'ajout d'un recouvrement sur les résidus subjacents réduit leur réactivité, ce qui réduit la quantité d'éléments lixiviés (métaux et sulfates) qui affectent la conductivité électrique. Ceci explique la conductivité plus faible observée pour la CR-4 pour les trois années, comparativement à la CRT-1.

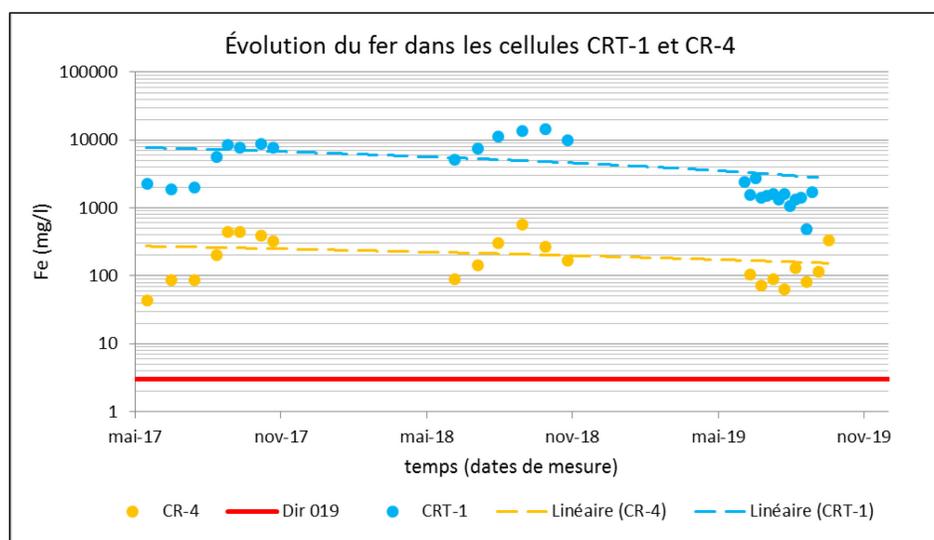


Figure 5-10 : Évolution de la teneur en fer dans les cellules CRT-1 et CR-4

De tous les métaux, c'est le fer qui est le plus réduit par le recouvrement de la cellule CR-4 (de 44-453 mg/l en 2017 à 67-339 mg/l en 2019) lorsque comparé avec la cellule témoin en résidus, CRT-1 (de 2300-7800 mg/l en 2017 à 500-2800 mg/l en 2019). Bien que la norme de la Directive 019 de 3 mg/l ne soit jamais atteinte, le recouvrement bicouche en paste rock a réduit la lixiviation du fer d'au moins un ordre de grandeur sur l'échelle logarithmique. Cet écart en concentration de fer est cependant moins important la dernière année.

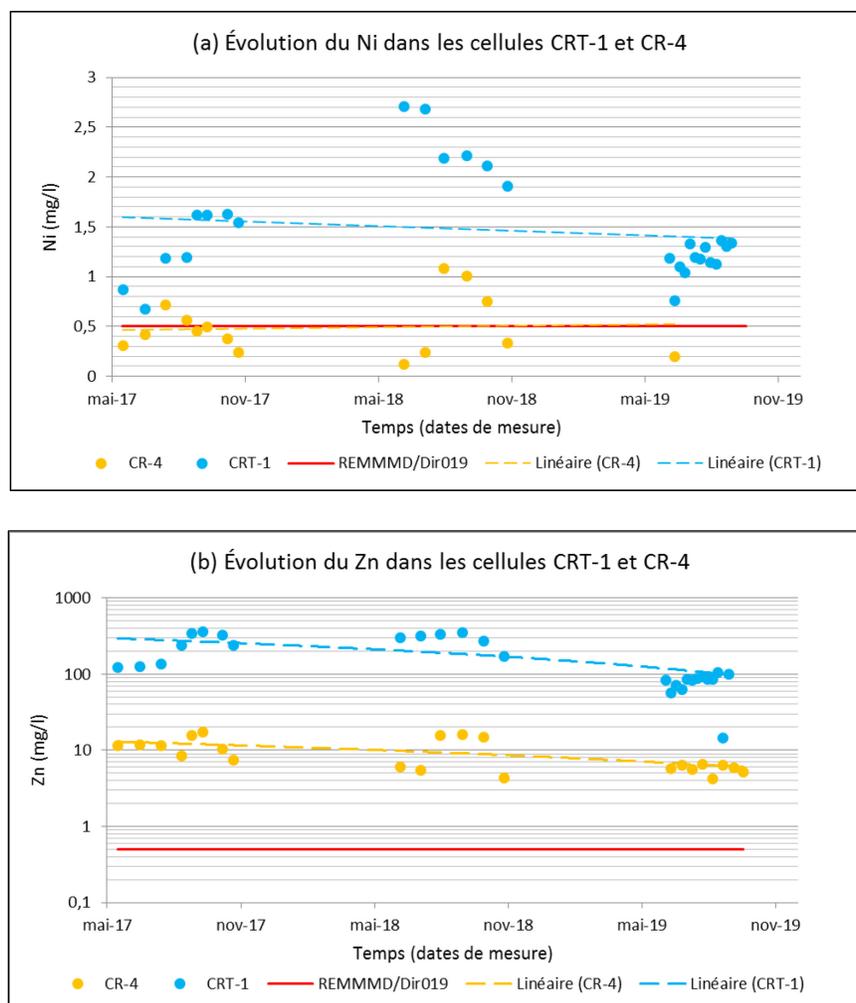


Figure 5-11 : Évolution des teneurs en nickel (a) et en zinc (b) dans les cellules CRT-1 et CR-4

Comme pour le fer, les Figures 5-11 a et b montrent que le recouvrement de la cellule CR-4 a réduit les concentrations en nickel et en zinc de l'eau à la sortie des cellules, sans atteindre en tout temps la norme réglementaire pour les effluents miniers. Les concentrations en zinc ont diminué dans le temps, autant pour la colonne témoin (de 100-300 mg/l en 2017 à 50-100 mg/l en 2019) et pour la cellule de paste rock (7-20 mg/l en 2017 à 3-7 mg/l en 2019). Pour le nickel, on remarque que

l'année 2018 a été plus favorable à sa lixiviation avec des valeurs qui ont atteint 1,1 mg/l, comparativement à 2017 et 2019 où les concentrations sont demeurées sous les 0,7 mg/l.

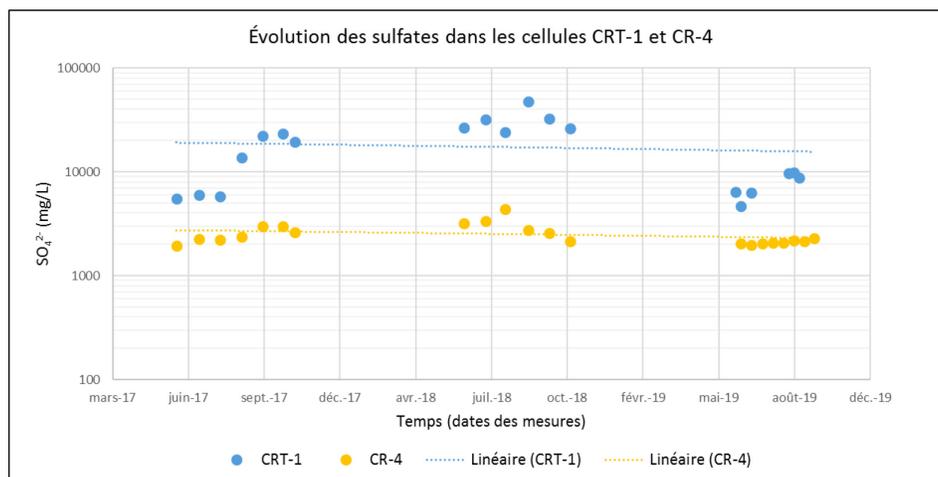


Figure 5-12 : Évolution des teneurs en sulfates dans les cellules CRT-1 et CR-4

Les résultats en sulfates de cellule avec le recouvrement de paste rock CR-4 (de 2200 à 3000 mg/l en 2017 à 2000-2300 mg/l en 2019) sont jusqu'à un ordre de grandeur plus faible que ceux de la cellule témoin en résidus CRT-1 (de 5400–22 000 mg/l en 2017 à 4600 -9800 mg/l en 2019). Ceci laisse supposer qu'il y ait eu significativement moins d'oxydation dans les résidus sous-jacents au recouvrement de la cellule CR-4 que dans la cellule témoin.

5.3.3 Évaluation de l'efficacité

Lors du suivi du comportement hydrogéochimique des cellules de terrain de la mine LaRonde (Kalonji-Kambi et al., 2017 et 2018), un calcul de l'efficacité des cellules à réduire la charge de certains contaminants en métaux (As, Cu, Fe, Ni, Pb, Zn, Al, Co, Mn), plus particulièrement l'efficacité de la CR-4 versus la CRT-1 a été faite selon l'équation suivante:

$$\text{Efficacité} = 1 - \left(\frac{\text{charge cumulée Métaux CR4}}{\text{Charge cumulée Métaux CRT1}} \right) * 100 \quad (5.1)$$

La Figure 5-13 démontre que l'efficacité du recouvrement en paste rock de la cellule CR-4 à réduire la charge des métaux liés au DMA (Cu, Fe, Ni, Pb, Zn) analysé varie de 75 à 98% en 2017 et 2018. Nous pouvons donc affirmer que même si, tel que vu précédemment, les normes règlementaires

pour les effluents de métaux ne sont pas atteintes, ce recouvrement est efficace à réduire la lixiviation des métaux et qui résultent de l'oxydation des résidus miniers.

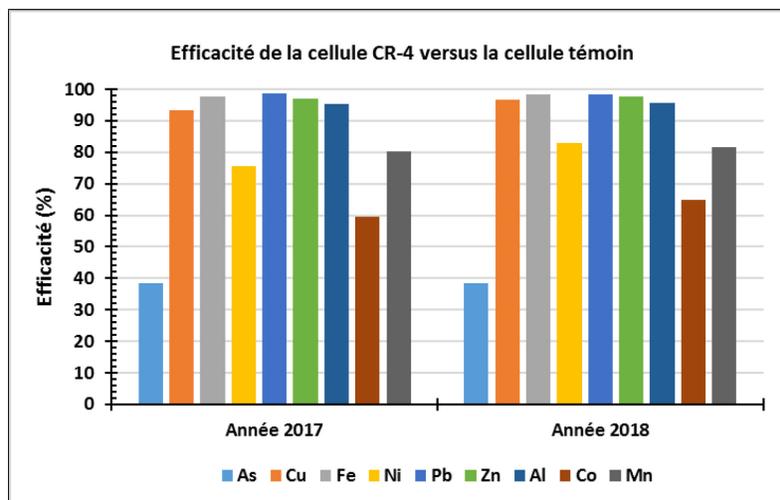


Figure 5-13 : Évolution de l'efficacité (%) pour 2017 et 2018 de la cellule CR-4 versus la cellule témoin, CRT-1 (Kalonji-Kabambi et Bussière., 2017 et 2018)

5.3.4 Résultats du suivi de la teneur en eau volumique et de la succion

Un suivi de l'évolution de la teneur en eau volumique ($TEV-\theta_w$) et de la succion (ψ) a été réalisé sur les cellules expérimentales grâce aux sondes mises en place lors de la construction. Des sondes GS-3 (stériles) et 5TM (paste rock et résidus) ont assuré les mesures pour le suivi de la teneur en eau volumique, tandis que les sondes Watermak ont servi au suivi de la succion. Les sondes ont été calibrées avant la mise en place (URSTM, 2015). Les figures 5-14 et 5-15 ci-dessous comparent les mesures enregistrées pour la cellule CR-4.

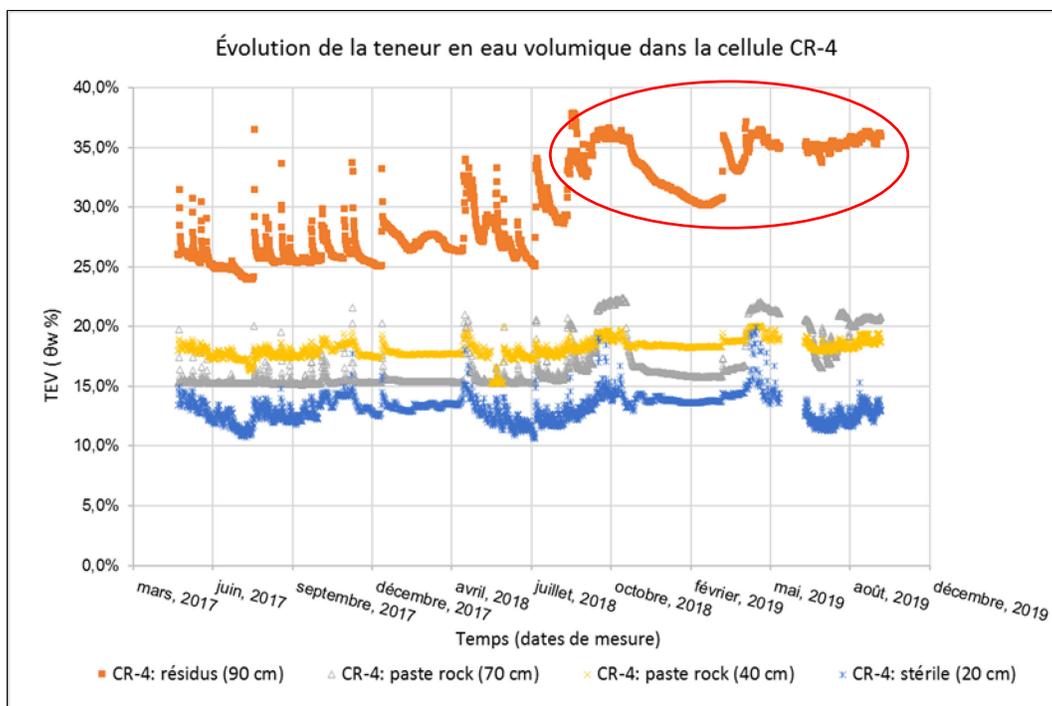


Figure 5-14 : Évolution des teneurs en eau volumique (θ_w) dans la cellule CR-4 entre 2017 et 2019

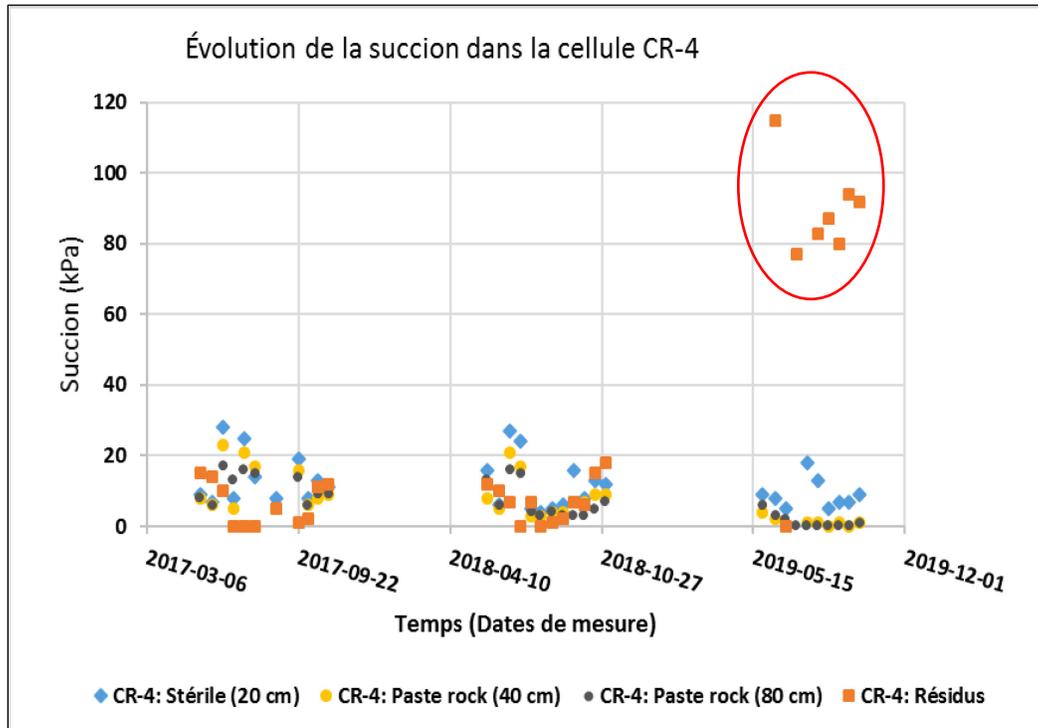


Figure 5-15 : Évolution de la succion (ψ) dans la cellule CR-4 entre 2017 et 2019

Les teneurs en eau volumique pour les différentes couches de la CR-4 sont stables, mais augmentent avec la profondeur de la cellule pour se situer autour de 15-20 % dans la couche de paste rock. Tel que déterminé par Kalonji-Kabambi et Bussière (2017) dans ses travaux annuels de suivi, cette teneur en eau volumique dans le paste rock correspond à une saturation $< 85\%$ dans le haut de la couche et $> 85\%$ dans le bas de la couche de paste rock.

Au niveau de la succion, il y a une évolution similaire pour la succion dans les couches de recouvrement de la CR-4, avec des valeurs sous la barre des 20 kPa. Seuls les résidus de la CR-4 ont une augmentation au niveau de la succion mesurée au cours de la saison 2019, probablement lié à une défectuosité du capteur. Des succions inférieures à 20 kPa ne devraient pas permettre la désaturation du paste rock si l'on fait l'hypothèse que ce sont les résidus qui vont contrôler le comportement hydrogéologique du paste rock.

5.4 Comparaison des résultats des essais en laboratoire sur la colonne 3 versus ceux du suivi de la cellule expérimentale CR-4

Cette section de l'étude présente les résultats du suivi de la colonne #3 en laboratoire versus ceux obtenus lors du suivi de la cellule CR-4 construite sur le site de la mine LaRonde. Cette comparaison des résultats est faite même si les deux dispositifs de recherche n'ont pas exactement la même configuration. En effet, les épaisseurs des couches des matériaux dans les recouvrements sont un peu différentes tel que présentées dans le Tableau 5-9 plus bas. Malgré cet état de fait, il a été jugé tout de même pertinent de présenter la comparaison des résultats entre les deux dispositifs expérimentaux en raison de leur grande similitude.

Tableau 5-9 : Tableau synthèse de la configuration de la colonne C3 et de la cellule CR-4

Matériaux des couches	Colonne #3 (Épaisseur)	Cellule CR-4 (Épaisseur)
Couche de protection – Stériles miniers	30 cm	30 cm
Couche de rétention d'eau - Paste rock	50 cm	60 cm
Résidus miniers	10 cm	100 cm

5.4.1 Comparaison des profils hydrogéologiques

La performance d'un recouvrement dépend en grande partie du comportement hydrogéologique observé, telles la succion ψ , et la teneur en eau volumique θ_w . Le Tableau 5-10 ci-dessous présente une synthèse des résultats obtenus pour la cellule de terrain et la colonne en laboratoire. Ces résultats sont ensuite comparés dans des graphiques afin d'illustrer les différences.

Tableau 5-10 : Tableau synthèse des données hydrogéologiques, θ_w et ψ , pour la colonne 3 et la cellule CR-4

Matériaux		Mesures en laboratoire sur la colonne 3		Mesures sur la cellule CR-4	
		TEV (θ_w) %	Succion (ψ) kPa	TEV (θ_w) %	Succion (ψ) kPa
Stérile- couche de protection	Min	6,55	13	10,62	4
	Max	14,41	36	19,94	28
	Moyenne	10,00	23,38	13,01	11,66
Paste rock (partie supérieure)	Min	12,92	11	15,24	0
	Max	15,69	41	20,08	23
	Moyenne	14,44	24,88	18,10	7,22
Paste rock (partie inférieure)	Min	16,47	2	15,13	0
	Max	18,73	35	22,42	17
	Moyenne	17,68	20,88	17,05	6,42

De façon générale, on observe dans ce tableau que les valeurs de teneur en eau volumique (θ_w) sont plus élevées pour la cellule CR-4 (10,62- 22,42 %) que la colonne 3 (6,55 – 18,73 %). Le contraire est observé pour la succion (ψ), ou les valeurs pour la colonne 3 (2 -41 kPa) sont plus élevées que celles de la cellule CR-4 (0- 28 kPa).

Les Figures 5-16 et 5-17 comparent l'évolution de la teneur en eau volumique et de la succion lors des cycles de mouillage-drainage de la colonne 3 en laboratoire, versus les mesures de la cellule expérimentale CR-4 entre 2017 et 2019.

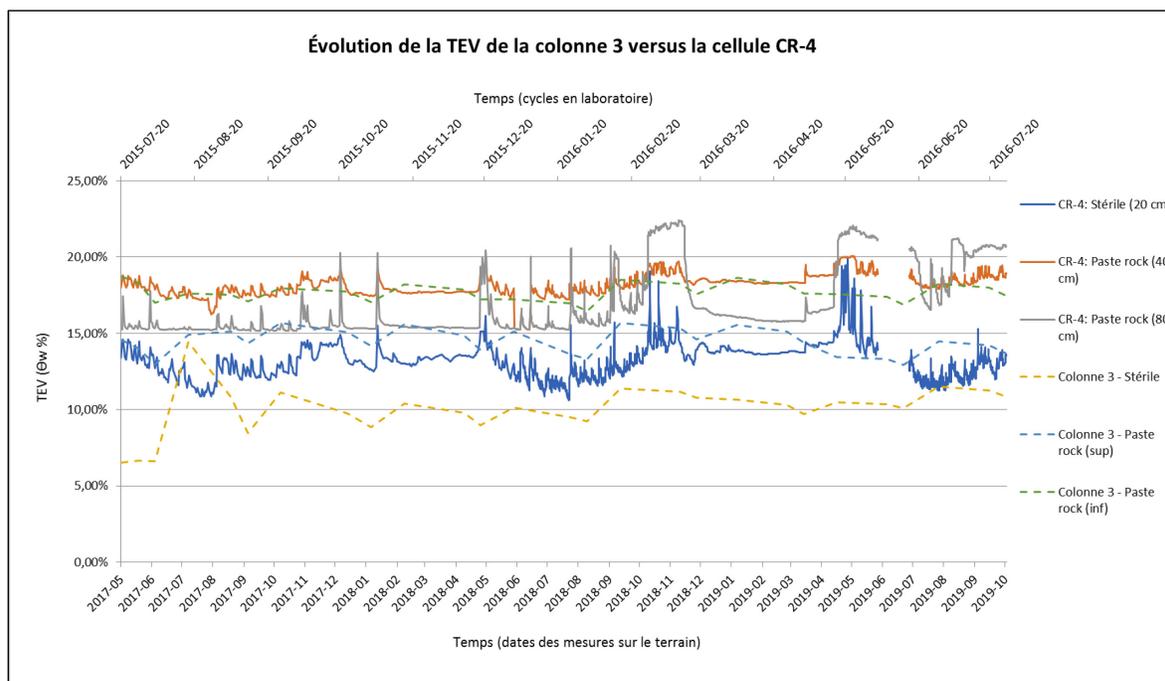


Figure 5-16 : Évolution des teneurs en eau volumique (θ_w) dans la colonne 3 (laboratoire) et la cellule expérimentale CR-4

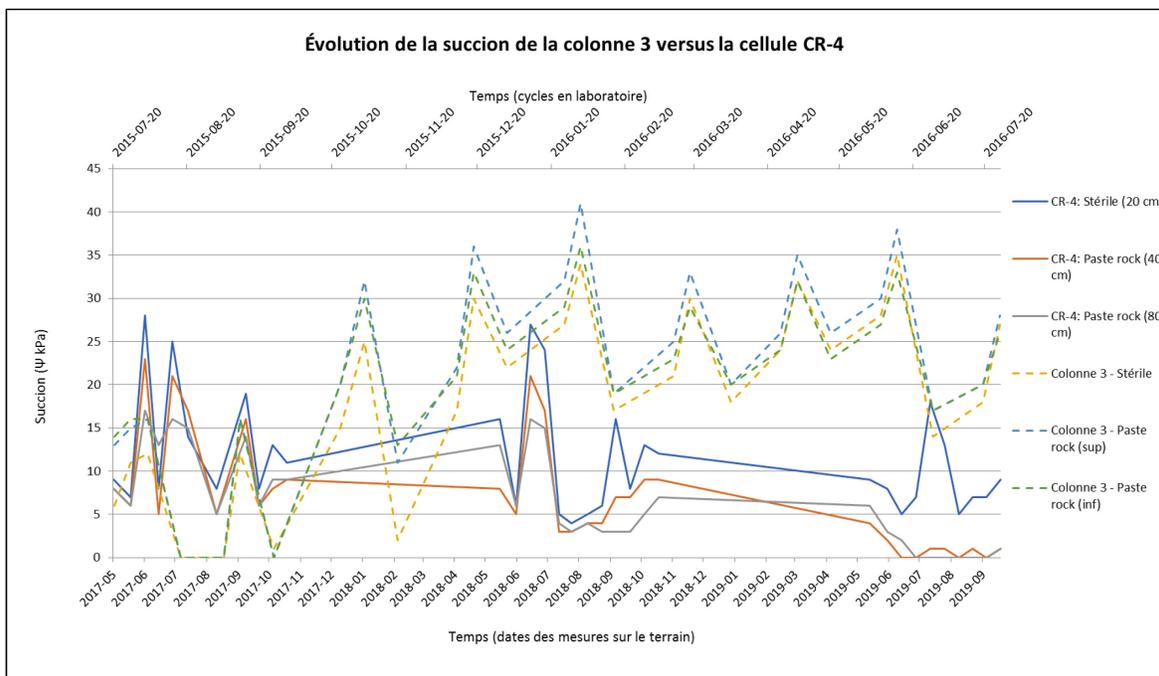


Figure 5-17 : Évolution de la succion (ψ) dans la colonne 3 (laboratoire) et la cellule expérimentale CR-4

Pour la teneur en eau volumique, on observe une tendance similaire entre la colonne 3 et la cellule de terrain avec une valeur plus élevée en profondeur. Les teneurs en eau volumique, θ_w , pour les différentes couches, autant pour la colonne 3 que la cellule CR-4 sont relativement stables dans le temps, avec des valeurs autour de 10-15 % pour les stériles et de 15-20 % dans les couches de paste rock.

Au niveau de la succion, il y a une différence qui est observée durant les cycles des colonnes et une variation saisonnière (en période estivale) pour la cellule de terrain. Tel que mentionné plus haut, les succions mesurées dans les différentes couches de la cellule CR-4 sont plus faibles que celles relevées par les sondes en laboratoire pour la colonne 3.

En résumé, considérant les variations typiques pour ce genre d'infrastructure, on peut dire que le comportement hydrogéologique est relativement similaire avec des conditions moins favorables à la performance du recouvrement au laboratoire. En effet, la cellule expérimentale est exposée aux variations des conditions climatiques (ex : cycles de gel/dégel), ce qui n'est pas le cas en laboratoire.

5.4.2 Comparaison du comportement géochimique

Dans cette section, une comparaison des principaux éléments géochimiques est faite entre la colonne 3 et la cellule CR-4. Les éléments comparés sont en lien avec ceux qui ont été présentés précédemment. Les éléments choisis qui sont le pH, l'alcalinité, la conductivité, le fer, le nickel, et le zinc nous permettent de juger de la performance du système de recouvrement à limiter la contamination. Les résultats obtenus sont également comparés aux normes fédérales (REMMMD (ECCC 2019)) et provinciales (Dir019 (MELCC 2012)) pour les effluents de mines de métaux.

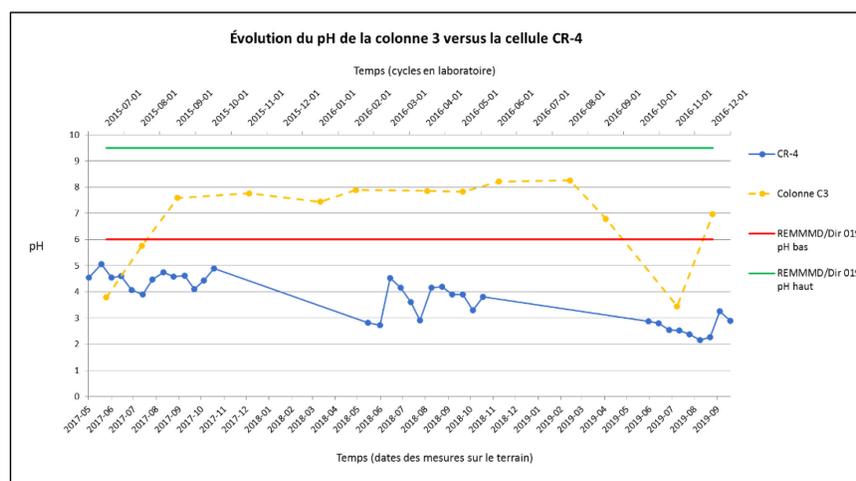


Figure 5-18 : Comparaison de l'évolution du pH dans la colonne 3 et dans la cellule CR-4

Dans la Figure 5-19, on peut voir une évolution différente pour le pH entre la colonne 3 et la cellule CR-4. Pour la colonne 3, le pH a rapidement augmenté lors des deux premiers rinçages pour ensuite se maintenir au-dessus de 6 sur plus d'un an, soit douze cycles. Par la suite, le pH a subitement descendu autour de 3,5. Le pH de la cellule CR-4 sur le terrain n'a jamais augmenté au-dessus de 6, et a graduellement baissé d'une année à l'autre, pour se situer entre 2 - 3,5 en 2019. Une hypothèse est que l'effet de l'amendement en calcaire perd de son efficacité dans le temps, et de façon assez subite pour la colonne 3. On remarque également que la cellule CR-4 n'a jamais eu la capacité de neutralisation observée pour la colonne 3 en laboratoire.

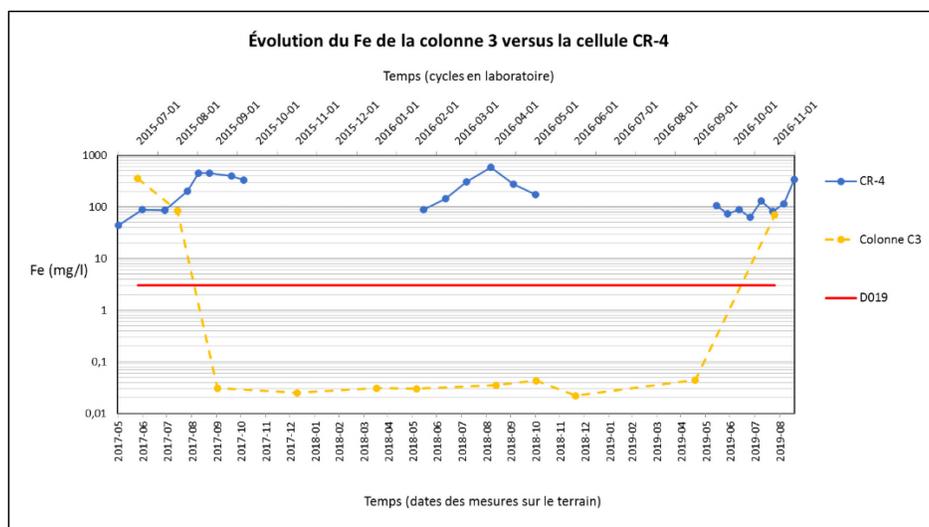
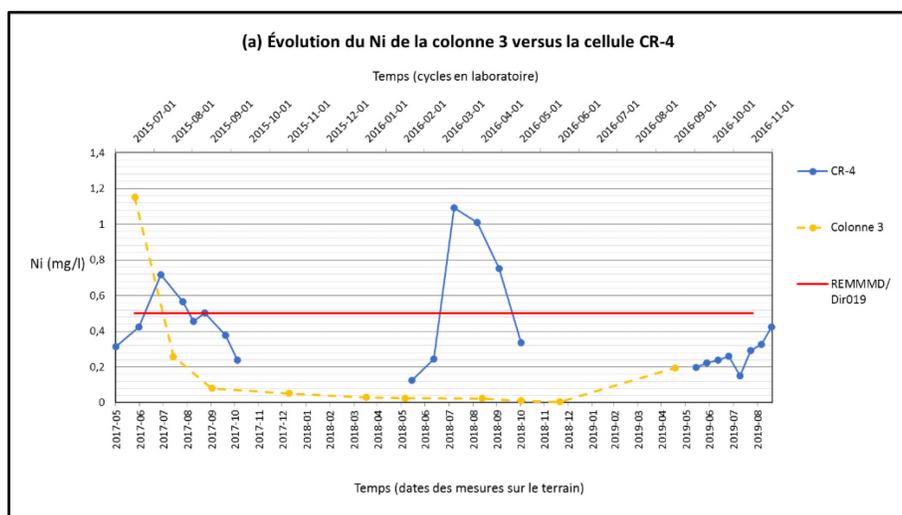


Figure 5-19 : Comparaison de l'évolution de la teneur en fer de la colonne 3 et de la cellule CR-4

Sauf pour trois cycles, la colonne 3 a maintenu la concentration du fer très basse, sous le critère de la Directive 019 (MELCC 2012), correspondant aux cycles avec un pH supérieur à 6. La concentration en fer obtenue pour la colonne 3 et la cellule CR-4 sont similaires pour le dernier cycle de la colonne et la dernière période estivale de la cellule. L'amendement calcaire a donc joué un rôle pour empêcher le lessivage de cet élément en maintenant un pH plus élevé dans la colonne 3 pendant un certain temps. Cependant, cet effet n'est pas observé dans la cellule CR-4 malgré l'ajout d'un amendement calcaire au mélange de paste rock.



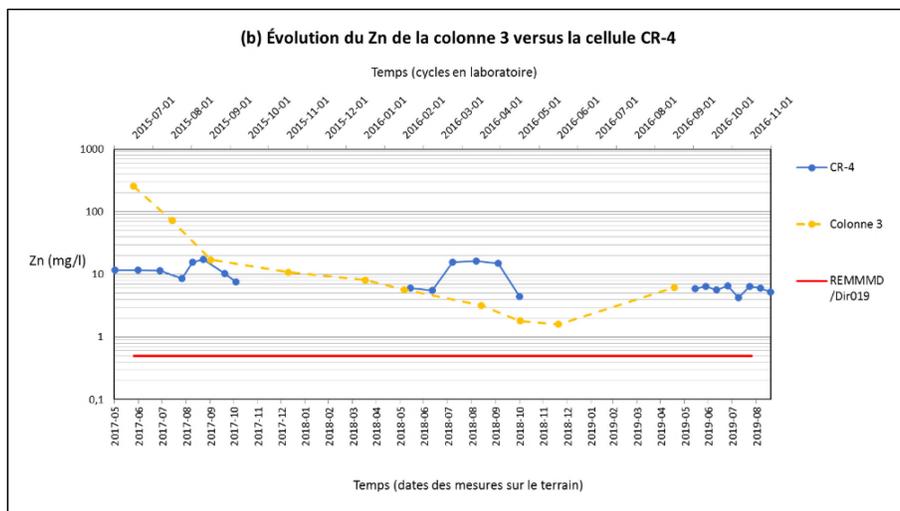


Figure 5-20 : Évolution des teneurs en nickel (a), et en zinc (b) dans la colonne 3 et dans la cellule CR-4

Lorsqu'on regarde la Figure 5-20a les résultats obtenus pour le nickel sont similaires et généralement sous la norme règlementaire (REMMMD (ECCC 2019) et Dir019 (MELCC 2012)) de 0,5 mg/l, sauf pour un dépassement à l'été 2018 pour la cellule CR-4. On observe cependant que les concentrations sont en hausses dans les derniers cycles de la colonne, et en 2019 pour la cellule de terrain, probablement lié à la perte d'efficacité de l'amendement calcaire. Pour le zinc présenté à la Figure 5-20b, les résultats pour la colonne 3 et la cellule CR-4 sont similaires, et supérieurs aux normes règlementaires fédérales et provinciales.

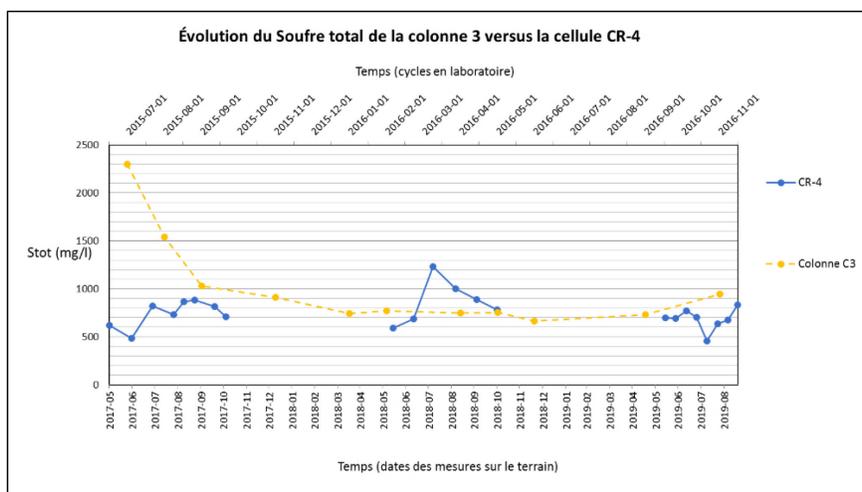


Figure 5-21 : Comparaison de l'évolution des teneurs en soufre total dans la colonne 3 et dans la cellule CR-4

Afin de voir la capacité de la colonne 3 et de la cellule CR-4 à limiter l'oxydation des minéraux sulfureux, l'hypothèse que le soufre total mesuré dans le lixiviat est sous forme de sulfates est utilisée. Dans la Figure 5-21, qui compare les concentrations en soufre de la C3 et de la CR-4, démontre que les concentrations en soufre se stabilisent à des valeurs similaires avec une moyenne entre 750 et 1000 mg/l. Le recouvrement de paste rock de l'essai en laboratoire (C3) et le recouvrement de paste rock mis en place dans la cellule de terrain (CR-4) ont donc la même capacité à réduire l'oxydation du soufre.

5.4.3 Discussion sur les écarts observés entre les résultats des essais sur la colonne 3 versus ceux de la cellule expérimentale CR-4

Les sous-sections précédentes ont comparé les observations réalisées lors des essais pour la colonne 3 en laboratoire et la cellule de terrain CR-4. Ceci nous permet de voir si l'essai en laboratoire est un bon indicateur du comportement du recouvrement sur le terrain.

Voici un sommaire des principales différences observées entre la colonne 3 et la cellule CR-4 :

- Tel qu'attendu pour un matériau de recouvrement, et autant dans la colonne que la cellule, les teneurs en eau sont plus hautes dans le paste rock (15-20 %) que dans les matériaux drainants. Les valeurs de teneur en eau volumique (θ_w) sont un peu plus élevées pour la cellule CR-4 (14,9- 22,42 %) que la colonne 3 (13,3 -18,73 %).
- Pour la succion (ψ), les valeurs pour la colonne 3 (2 -41 kPa) sont plus élevées que celles de la cellule CR-4 (0- 28 kPa). Considérant la capacité de rétention des paste rock (au moins équivalente à celle des résidus), ces succions ne devraient pas engendrer la désaturation de façon significative les matériaux.
- Lorsqu'on regarde les profils de teneur en eau volumique θ_w , on observe une tendance similaire entre la colonne 3 et la cellule de terrain CR-4 avec une valeur θ_w plus élevée en profondeur. Les teneurs en eau volumiques observées pour les différentes couches, autant pour la colonne 3 que la cellule CR-4 sont relativement stables dans le temps.
- Au niveau de la succion, il y a une différence qui est observée durant les cycles des colonnes et tout comme une variation saisonnière (en période estivale) pour la cellule de terrain.

- Le pH de la colonne 3 s'est maintenu au-dessus de 6 durant plus d'un an pour ensuite descendre subitement pour atteindre 3,5. Le pH de la cellule CR-4 sur le terrain n'a jamais augmenté au-dessus de 6, et a graduellement baissé d'une année à l'autre. La cellule CR-4 n'a donc jamais eu la capacité de neutralisation observée pour la colonne 3 en laboratoire, même si l'amendement en calcaire a perdu de son efficacité après un an.
- La colonne 3 a maintenu la concentration du fer très basse, sous le critère de la Directive 019 (MELCC 2012), correspondant aux cycles avec un pH supérieur à 6. La concentration en fer a ensuite remonté lors du dernier cycle à une concentration similaire à la cellule CR-4.
- Pour le nickel, les résultats obtenus pour la cellule CR-4 et la colonne C3 sont similaires et généralement sous la norme réglementaire de 0,5 mg/l, sauf pour un dépassement à l'été 2018 pour la cellule CR-4. On observe cependant que les concentrations sont en hausses en 2019 pour la cellule, et dans les derniers cycles pour la colonne 3, probablement lié à l'épuisement du calcaire.
- Pour le zinc, les résultats pour la colonne 3 et la cellule CR-4 sont stables et similaires, en tout temps supérieurs aux normes réglementaires fédérales et provinciales.
- De même pour le soufre total, les résultats pour la colonne 3 et la cellule CR-4 sont similaires en moyenne entre 750-1000 mg/l. Les deux essais ont donc eu la même capacité à limiter l'oxydation des sulfures et la formation de sulfates.

Les deux essais expérimentaux simulant un recouvrement fait de paste rock ont eu un certain succès à limiter l'oxydation des résidus sous-jacents et la génération de contaminants dans l'environnement, mais avec quelques différences de comportement. Plusieurs raisons peuvent expliquer les différences observées entre la colonne en laboratoire et la cellule sur le terrain. Il faut comprendre que malgré un certain contrôle de la qualité, le mélange paste rock amendé préparé à plus grande échelle sur le terrain est moins homogène et de densité différente qu'en laboratoire. Aussi, la cellule de terrain est exposée à des variations de température saisonnières que l'on ne retrouve pas en laboratoire. Ceci peut influencer le taux de réaction géochimique, car s'il fait plus froid, les réactions seront plus lentes (Plante, 2012).

CHAPITRE 6 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

6.1 Conclusions

6.1.1 Rappel du contexte de la recherche et sommaire des résultats

L'industrie minière fait face à des défis de plus en plus importants en restauration de ces sites, particulièrement en raison des grandes superficies impactées et des quantités de matériaux requis pour la mise en place de recouvrements afin de limiter la génération de contaminants (Aubertin et al., 2015). Aussi l'industrie cherche à réduire son empreinte environnementale et à répondre aux principes de développement durable en valorisant ses propres rejets, autant les stériles que les résidus.

La gestion responsable de ces rejets est une des préoccupations environnementales majeures de l'industrie minière, car ceux-ci sont habituellement entreposés dans des parcs à résidus et haldes à stériles qui, selon la composition minéralogique des rejets, peuvent générer du drainage minier contaminé (acide ou neutre) (Aubertin et al., 2002, Bussière et al., 2005). Les éléments à considérer lors de la restauration de ces aires d'accumulation concernent principalement la stabilité chimique des rejets, la stabilité physique de l'ouvrage et la gestion des eaux de surface. L'instabilité chimique des résidus et des stériles conduit à la contamination des eaux de surface et souterraines par les infiltrations dans la nappe phréatique et les effluents miniers, qui peuvent affecter significativement les écosystèmes environnants (Aubertin et al., 2002, Bussière et al., 2005).

En présence d'un rejet minier générateur d'acide, il est important de prendre les moyens appropriés pour contrôler la génération de contaminants dans l'environnement. Les couvertures de type monocouches ou avec effets de barrière capillaire (CEBC) sont utilisées en restauration des sites miniers comme barrière à l'oxygène pour isoler les résidus et stériles miniers générateurs de DMA et contrôler ainsi la contamination des eaux (Aubertin et al., 2002; Bussière, 2007; Aubertin et al., 2015).

Les recouvrements sont habituellement constitués de matériaux naturels (sables et graviers, moraines argileuses, et autres sols sableux argileux et silteux). Ces matériaux naturels proviennent de bancs d'emprunt, et les difficultés d'approvisionnement (distance, rareté de certains matériaux), et la transformation parfois requise (tamisage et concassage) augmentent considérablement le coût

de construction du recouvrement. De plus, le décapage de surfaces naturelles additionnelles pour l'exploitation des bancs d'emprunt augmente l'impact environnemental des sites miniers. Afin de répondre aux besoins de l'industrie en matériaux pour la restauration des sites miniers couvrant de grandes superficies, et sachant les contraintes liées aux matériaux naturels, il est apparu nécessaire d'évaluer l'utilisation de matériaux alternatifs dans les recouvrements. La valorisation de matériaux miniers, stériles et résidus, disponibles en grande quantité directement sur les sites est une des avenues qui présente de grands avantages, tant économique qu'environnemental, tout en visant une plus grande acceptabilité sociale en répondant aux objectifs de développement durable. C'est ainsi qu'un nouveau matériau, le paste rock fait l'objet de travaux de recherche depuis quelques années (voir la revue de littérature au Chapitre 2). Ce qu'on appelle du « paste rock », ou « co-mingling », est un mélange homogène de résidus et de stériles miniers, en cherchant à atteindre les propriétés hydrogéologiques des résidus fins et les propriétés géomécaniques des stériles (Wilson, 2008).

L'objectif général du projet consistait à évaluer l'applicabilité de la technique de mélange de stériles et de résidus, ou paste rock, avec ou sans ajout d'un amendement, comme matériaux dans un recouvrement. Les stériles et les résidus miniers testés provenaient de la mine LaRonde, propriété d'Agnico Eagle Mines Ltée (AEM), située en Abitibi-Témiscamingue (Qc), Canada. La particularité de ce projet est qu'il a utilisé, pour deux des essais en colonnes et la cellule expérimentale sur le terrain, des matériaux qui sont potentiellement générateurs de DMA pour faire le mélange paste rock. L'utilisation de matériaux réactifs, qui ne sont habituellement pas utilisés dans les recouvrements en restauration, a ajouté une contrainte supplémentaire à ce projet.

Cette étude a posé une hypothèse principale, soit qu'un matériel acidogène et lixiviable (amendé ou non), dans une couche de faible perméabilité faite d'un mélange paste rock au sein d'un recouvrement, pourrait limiter la génération de contaminants en raison de conditions hydrogéologiques favorables.

Il est important de rappeler que la présente étude est d'abord et avant tout prospective. Ainsi, l'objectif de l'étude n'est pas de comprendre en détail l'ensemble des phénomènes, mais plutôt d'utiliser plusieurs approches différentes, au laboratoire et sur le terrain, pour valider l'intérêt de l'approche proposée.

La caractérisation des matériaux de recouvrement a été réalisée sur les résidus et stériles miniers prélevés sur le site de la mine LaRonde (AEM). La caractérisation a consisté en des mesures des propriétés de base, des mesures des propriétés hydrogéologiques des matériaux et des analyses chimiques et minéralogiques. Basés sur leurs granulométries respectives, les stériles miniers testés correspondent à un sable bien étalé (SW), tandis que le résidu est classifié comme un silt peu plastique (ML). Pour le paste rock, les courbes granulométriques ont démontré un matériau très étalé, bimodal, avec une importante teneur en fines, mais aussi des particules grossières, mais surtout caractérisé par l'absence d'une tranche granulométrique entre 200 et 5000 microns. La densité relative des matériaux est liée à son contenu en sulfure, soit de 3,29 pour le résidu et 2,73 pour les stériles. La teneur en eau à l'optimum Proctor est de 6,5 et 15 % respectivement pour les stériles et les résidus. La valeur de conductivité hydraulique saturée est entre $1,6 \times 10^{-3}$ et $7,1 \times 10^{-2}$ cm/s pour les stériles, entre $3,9 \times 10^{-6}$ et $5,7 \times 10^{-6}$ cm/s pour les résidus, et mesuré à $2,8 \times 10^{-6}$ cm/s pour le paste rock. Le résidu présente un AEV de 20-30 kPa à l'aide d'un essai en cellule Tempe. L'AEV pour les stériles a été préalablement mesuré dans les travaux de Kalonji-Kabambi (2014) à 0,4 kPa. Une méthode est présentement en développement dans le laboratoire de l'URSTM afin de pouvoir mesurer l'AEV du paste rock en laboratoire. Dans cette étude, on considérera que le AEV du paste rock est au moins équivalent à celui des résidus (comportement hydrogéologique du paste rock contrôlé par le matériau fin du mélange).

Le ratio optimal d'un mélange paste rock est celui qui permet d'obtenir la conductivité hydraulique saturée la plus près des résidus. Plusieurs essais de mélange à ratios stérile : résidus différents (masse sèche en kg) ont été faits en laboratoire, soient 5,1 : 1, 4,3 : 1, et 3,6 : 1. Un essai de perméabilité, avec le matériel mise en place à saturation, a permis d'établir le ratio optimal à 4,3 stériles : 1 résidus, avec un k_{sat} de $2,8 \times 10^{-6}$ cm/s.

Quatre configurations de recouvrement avec mélange paste rock ont été montées dans des colonnes instrumentées en PEHD de 30 cm de diamètre afin de servir de modèles physiques soumis à des cycles de mouillage-drainage. Deux des colonnes, C1 et C2, ont reproduit la configuration d'une CEBC en trois couches : un bris capillaire en stérile, couche de rétention d'eau en paste rock, et une couche drainante en stérile. Le mélange paste rock d'une des deux colonnes, C2, a été amendé avec le gravier calcaire neutralisant. Les deux autres colonnes, C3 et C4, reproduisent une configuration bicouche, sans bris capillaire inférieur en stérile. Là aussi, une des deux colonnes, C3, a été amendée avec un gravier calcaire afin de compenser le potentiel de génération d'acidité

et atteindre un ratio PN/PA de 3. La caractérisation hydrogéologique du paste rock amendé n'a pas fait partie de cette étude. Afin de permettre un suivi efficace des colonnes lors des cycles de mouillage-drainage, celles-ci ont été instrumentées afin de suivre l'évolution des teneurs en eau volumique ainsi que des succions.

Les résultats des travaux de laboratoire pour les colonnes C1 et C2, en termes de profils de teneur en eau volumique (TEV) et de succion, ont démontré un comportement attendu pour une CEBC, soit des teneurs en eau volumiques plus élevées dans la couche de rétention d'eau, le paste rock, que dans les stériles. Les TEV dans la couche de rétention d'eau, composée de paste rock, mesurées dans les deux colonnes correspondent à des valeurs de succion sous l'AEV des résidus, ce qui permet aux matériaux de conserver une saturation adéquate. Pour les colonnes bicouches C3 et C4, sans bris capillaire, les valeurs de TEV augmentent avec la profondeur, tandis que la succion est plus élevée que dans les colonnes avec une CEBC.

D'un point de vue du suivi géochimique (pH, alcalinité, et métaux), les résultats ont démontré l'efficacité de l'ajout d'un amendement calcaire à maintenir un pH neutre et a suffisamment généré d'alcalinité pour une certaine période afin de limiter la lixiviation des métaux. Cependant, les résultats ont démontré une perte d'alcalinité et une hausse des teneurs en métaux, liés à une perte de l'efficacité du calcaire après une période de 325 jours. Aussi, les colonnes C1 et C2, de configuration CEBC, ont légèrement mieux performées que les colonnes bicouches en raison du bris capillaire qui permet de maintenir les saturations eau dans toute l'épaisseur de la couche de paste rock. Les normes réglementaires pour les effluents de mines de métaux n'ont pas été respectées. Une comparaison des résultats géochimiques des quatre colonnes avec paste rock a également été faite avec la colonne témoin en résidus miniers de LaRonde (Kalonji-Kabambi 2014). De façon générale, les colonnes C1 à C4 ont maintenu un pH plus élevé, et des concentrations en métaux et soufre total plus faibles que la colonne témoin. Cette comparaison des résultats a démontré qu'un recouvrement composé d'un mélange de paste rock, qu'il soit de configuration CEBC ou bicouche, avec ou sans amendement, aide à réduire le niveau de contamination de certains métaux et la formation des sulfates, et ce même si les normes réglementaires ne sont pas atteintes en tout temps.

Le démantèlement des colonnes avait comme objectif de comparer les résultats géochimiques de caractérisation à ceux obtenus initialement lors du montage. La comparaison des résultats

géochimiques pour le paste rock, initiaux et au démantèlement, démontre une baisse des teneurs en fer plus importantes pour les colonnes non amendées en calcaire, car l'amendement a joué un rôle pour limiter le lessivage de cet élément. De plus, la différence observée (avant/démantèlement) est moindre dans les résidus recouverts par une CEBC. Une différence a été observée au niveau du ratio PN/PA pour le paste rock amendé initial versus au démantèlement. Il est possible qu'une oxydation plus importante des sulfures, à pH plus faible et avec une perte de l'alcalinité, dans les derniers cycles de mouillage drainage explique cette différence.

La construction et le suivi d'une cellule expérimentale (CR-4) sur le site de la mine LaRonde ont été réalisés dans le but d'étudier la performance d'un mélange paste rock fait de matériaux réactifs dans un recouvrement en conditions réelles. Cette cellule visait à reproduire sur le terrain la configuration de type bicouche d'un recouvrement de paste rock amendé avec du gravier calcaire, similaire à celle de la colonne 3 en laboratoire. Les résultats du suivi de cette cellule ont également pu être comparés aux résultats d'une cellule témoin (CRT-1) constituée de résidus de la mine LaRonde, et construite au même moment (Kalonji-Kabambi 2017). Les résultats obtenus montrent qu'il y ait eu significativement moins d'oxydation dans les résidus sous-jacents au recouvrement de la cellule CR-4 que dans la cellule témoin (CRT-1), avec un pH maintenu plus élevé, et des teneurs en métaux et sulfates plus faibles, et ce même si les normes règlementaires ne sont pas toujours atteintes. Le calcul de l'efficacité de la cellule CR-4 à réduire la charge en certains métaux (Cu, Fe, Ni, Pb, Zn) comparativement à la cellule CRT-1 s'établit entre 75-98,7 % (Kalonji-Kabambi et Bussière 2017, 2018), ce qui démontre une certaine performance du recouvrement. Finalement, la performance de la cellule CR-4 a été comparée à la colonne 3 du laboratoire, ceci afin de voir si l'essai en laboratoire est un bon indicateur du comportement du recouvrement sur le terrain. Lorsqu'on regarde les profils de teneur en eau volumique (TEV), on observe une tendance similaire entre la colonne 3 et la cellule de terrain CR-4 avec des TEV plus élevées en profondeur dans les couches de paste rock. Les TEV observées pour les différentes couches, autant pour la colonne 3 que la cellule CR-4 sont relativement stables dans le temps. Au niveau de la succion, il y a une différence qui est observée durant les cycles des colonnes tout comme une variation saisonnière (en période estivale) pour la cellule de terrain. En comparant les valeurs de pH, on remarque que la cellule CR-4 n'a jamais eu la capacité de neutralisation observée pour la colonne 3 en laboratoire, même si l'amendement a perdu de son efficacité après un an en colonne. Les résultats du suivi pour le fer présentent également des différences entre la colonne et la cellule de

terrain, qui sont associées aux variations du pH, car le Fe se lixivie avec une baisse de pH. Les résultats ont cependant été similaires pour le Zn et les sulfates. Les deux essais expérimentaux ont eu un certain succès à limiter l'oxydation des résidus sous-jacents et la génération de contaminants, mais avec des différences de comportement qui peuvent s'expliquer par les conditions différentes sur le terrain (échelle, homogénéité des matériaux, variations de température) que l'on ne retrouve pas en laboratoire.

6.1.2 Conclusions en lien avec les objectifs spécifiques de l'étude (OS)

Dans le Chapitre 1 de ce mémoire, les objectifs du projet ont été divisés en six objectifs spécifiques (OS). Cette sous-section confirme l'atteinte de ces objectifs spécifiques selon les principales conclusions présentées dans cette étude.

OS #1 : En raison de leurs caractéristiques qui sont très différentes, déterminer un ratio (stériles : résidus) optimal qui permettra d'atteindre les objectifs hydrogéologiques en termes de conductivité hydraulique saturée;

Afin d'avoir le ratio optimal pour un mélange de paste rock, les pores des stériles doivent être comblés par les matériaux fins, soient les résidus miniers. Autrement dit, les fractions fines doivent contrôler les caractéristiques hydrogéologiques du mélange afin que celui-ci puisse servir de recouvrement. À la suite d'une revue des travaux antérieurs dans la littérature, dont ceux de Wickland (2006) et Wilson (2008), plusieurs ratios furent testés en laboratoire jusqu'à l'atteinte d'une conductivité hydraulique saturée (k_{sat}) de $2,8 \times 10^{-6}$ cm/s obtenue par un essai de perméabilité. Nous pouvons donc considérer l'atteinte de cet objectif.

OS #2 : Caractériser les principales propriétés physiques, chimiques, minéralogiques et hydrogéologiques du mélange paste rock retenu, avec emphase sur les mélanges non amendés;

Cet objectif a été en grande partie atteint dans la première partie de cette étude avec la caractérisation en laboratoire des matériaux (résidus LaRonde, stériles, et mélange paste rock) pour leurs propriétés physiques, chimiques, minéralogiques, et hydrogéologiques (voir sommaire des résultats présentés plus hauts et au Chapitre 3).

OS #3 : Évaluer en laboratoire, en grande colonne expérimentale, l'efficacité de recouvrements de type CEBC et bicouche fait entièrement de matériaux miniers réactifs pour limiter la génération de contaminants;

Les résultats du suivi en laboratoire des quatre colonnes expérimentales ont démontré qu'un recouvrement de paste rock, dans une configuration de CEBC amendée en calcaire, a été efficace pour limiter la génération de contaminants et la diffusion de l'oxygène, mais pas pour atteindre une qualité d'eau qui respecte les exigences réglementaires. Les meilleurs résultats ont été obtenus dans la configuration de type CEBC avec amendement de calcaire. Les résultats sont présentés dans l'article au Chapitre 4.

OS #4: Évaluer l'efficacité de l'ajout d'un amendement calcaire au sein d'un mélange paste rock fait de matériaux réactifs à neutraliser la génération de contaminants;

Le suivi géochimique a démontré l'effet bénéfique de l'ajout d'un amendement en calcaire afin de neutraliser la génération de contaminants. Cependant, cette technique fonctionne seulement pour une certaine période de temps. On peut voir dans les résultats géochimiques des cycles de mouillage-drainage des colonnes amendées que l'effet neutralisant du calcaire a complètement disparu après 365 jours (voir résultats au Chapitre 4).

OS #5: Évaluer la performance d'une configuration de recouvrement composé de paste rock dans une cellule expérimentale construite sur le site de la mine LaRonde.

Afin de vérifier la performance de la cellule expérimentale CR-4 sur le site de la mine LaRonde, qui représente une configuration bicouche amendée, les résultats du suivi ont été comparés à la cellule témoin en résidus CRT-1 (Kalonji-Kabambi et al., 2017). Les résultats ont clairement démontré la capacité d'un recouvrement en paste rock à limiter la génération de contaminants dans l'environnement (voir tous les résultats au Chapitre 5). Comparativement à la cellule témoin, l'efficacité de la cellule CR-4 à réduire la charge en certains métaux (Cu, Fe, Ni, Pb, Zn) s'établit entre 75-98,7% (Kalonji-Kabambi et Bussière, 2017 et 2018), bien que les normes environnementales de rejets ne soient pas toujours atteintes. Ceci démontre qu'il y a eu significativement moins d'oxydation dans les résidus sous-jacents au recouvrement de la cellule CR-4 que dans la cellule témoin CRT-1.

OS #6: Comparer les résultats obtenus au laboratoire avec ceux de la cellule de terrain.

Dans le but de valider si un essai en laboratoire est un bon indicateur du comportement d'un recouvrement, les résultats obtenus du suivi de la cellule CR-4 ont été comparés avec ceux de la colonne C3 en laboratoire. Cette comparaison a démontré que les deux essais expérimentaux ont eu un certain succès à limiter l'oxydation des résidus sous-jacents et la génération de contaminants

dans l'environnement, malgré certaines différences de comportement. Ces différences s'expliquent par les réalités différentes sur le terrain (échelle, homogénéité des matériaux, variations de température) que l'on ne retrouve pas en laboratoire. Nous pouvons donc conclure que ce dernier objectif spécifique de cette étude a été atteint.

6.2 Recommandations

Se voulant d'abord et avant tout une étude prospective, ce projet de maîtrise a permis de mettre en évidence le potentiel de l'utilisation de mélanges de type paste rock comme matériaux de recouvrement pour la restauration des sites miniers. Il a été démontré, par des travaux de laboratoire (colonnes instrumentées) et des essais sur le terrain dans une cellule expérimentale que certaines configurations de mélange paste rock pourraient avoir les propriétés adéquates pour être utilisées en substitution aux sols naturels comme matériaux de faible perméabilité dans un recouvrement pour limiter la génération de contaminants. Cependant, comme le respect des normes de rejets environnementaux (pH, métaux) pour les effluents miniers n'a pas été atteint, des études supplémentaires avec des mélanges de paste rock seront requises avant l'application de la technique proposée. Il faut dire que le choix de l'utilisation de matériaux réactifs dans cette étude était risqué et ambitieux, et les résultats le démontrent. Ces travaux se sont avérés être une base afin de servir à des études subséquentes qui optimiseraient l'utilisation de ces mélanges.

En raison de ses propriétés hydrogéologiques qui rejoignent celles des résidus, et sa stabilité mécanique, le potentiel pour l'utilisation du paste rock en restauration minière ne devrait pas être mis de côté. Au même titre que les résidus désulfurés, les mélanges de paste rock sont issus de la valorisation des matériaux miniers et ceux-ci devraient être considérés dans l'analyse d'identification du mode de restauration optimal de sites miniers.

L'utilisation de mélanges de stériles et de résidus miniers de type paste rock dans un recouvrement est une opportunité de valorisation des rejets miniers disponibles directement sur le site. Afin que l'industrie puisse considérer l'utilisation d'un recouvrement de type paste rock, fait d'un mélange de résidus fins et de stériles miniers grossiers, sa performance à long terme doit être évaluée et sa viabilité établie. Entre autres, un des aspects importants à évaluer est l'impact des conditions climatiques sur les propriétés des mélanges. Les effets des cycles de gel/dégel, des cycles de

Mouillage/séchage, et de l'impact des changements climatiques sont à évaluer pour se prononcer sur la viabilité de cette technique de disposition des rejets miniers.

De plus, des études géochimiques plus poussées sur le du paste rock seraient requises afin de mieux comprendre les phénomènes qui régissent son comportement. Par exemple, il serait intéressant de pouvoir comprendre l'apport de la sorption par rapport aux phénomènes d'oxydation sur la qualité de l'eau.

La co-disposition est une avenue relativement récente et a été mise en application, entre autres, pour le pompage des rejets des mines de charbon (Wickland et al., 2017). Les barrières à l'utilisation de cette technique à grande échelle sont les coûts en capitaux et d'opération pour le concassage des stériles, la filtration des résidus, le mélange de deux matériaux, et la mise en place du mélange. Davantage de recherche et d'essais seraient requis afin d'établir la constructibilité à grande échelle de cette technique en restauration minière.

Relativement peu d'études en laboratoire ou en cellules de terrain ont été faites sur les mélanges de type paste rock, et celles réalisées se sont concentrées sur la caractérisation des propriétés hydro-géotechniques des mélanges (Charbonneau et al., 2018). Mais l'impact du mélange sur les propriétés physiques et mécaniques n'est pas encore bien connu. Les travaux de Wickland (2006) et Wilson (2008) ont démontré que le ratio optimal (stérile : résidus) pour un mélange paste rock se situe entre 4:1 et 5:1 (en masse sèche). Malgré cela, une vraie méthode pour la détermination du ratio optimal est à développer.

De plus, il y a un intérêt à poursuivre l'évaluation de l'efficacité de l'ajout d'amendements calcaires (ou autre) à des matériaux de recouvrement alternatifs. Par exemple, est-ce que l'ajout d'un amendement pourrait être une option afin de neutraliser à long terme la génération de DMA dans un recouvrement fait de matériaux potentiellement générateurs d'acidité? Une étude plus exhaustive sur ce sujet serait nécessaire.

L'issue de ces travaux à venir pourrait démontrer avec plus de certitude l'efficacité de l'utilisation des mélanges de paste rock comme composante des recouvrements visant à contrôler la génération de DMA. La mise en application de cette technique pourrait permettre de réduire les coûts de restauration des sites, tout en favorisant l'acceptabilité sociale des projets miniers en réduisant les impacts additionnels liés à l'utilisation de sols naturels.

RÉFÉRENCES

- Aachib, M., Aubertin, M., and Chapuis, R.P. (1998). Essais en colonne sur des couvertures avec effets de barrière capillaire. In Proceedings of the 51st Canadian Geotechnical Conference, Edmonton. Canadian Geotechnical Society, 2: 837–844.
- Andrina, J., (2009). Physical and geochemical behaviour of mine rock stockpiles in high rainfall environments. Ph.D Thesis. University of British Columbia. 431p.
- Antonaki, N. et al., (2018). Centrifuge tests on comixing of mine tailings and waste rock. *J. Geotech. Geoenviron. Eng.*, 2018, 144 (1) :04017099.
- ASTM. (2011). “Standard practice for classification of soils for engineering purposes (unified soil classification system).” ASTM D2487, WestConshohocken, PA.
- ASTM. (2006). D2434-68, Permeability of granular soils (constant head) ASTM standard D2434. In ASTM Annual CDs of standards, vol. 04.08.ASTM, West Conshohocken, Pa.
- ASTM. (2012). D854-10, Standard Test Methods for Specific Gravity of Soil Solids by Water Pycnometer. In ASTM Annual CDs of standards, American Society for Testing and Materials (ASTM), West Con-shohocken, Pa.
- ASTM. (2007). D422, Standard Test Method for Particle-Size Analysis of Soils (D422). ASTM International, West Conshohocken, PA.
- ASTM. (2007). D5856-07, Standard Test Method for Measurement of Hydraulic Conductivity of Porous Materials Using Rigid-Wall, Compaction-Mold Permeameter. 100 Barr Harbor Drive, West Conshohocken, PA 19428-2959, United States.
- Aubertin, M., Cifuentes, E., Apithy, S., Bussière, B., Molson, J., Chapuis, R.P. (2009) Analyses of water diversion along inclined covers with capillary barrier effects. *Canadian Geotechnical Journal* Vol. 46 (10), p1146.
- Aubertin, M., Bussière, B., Monzon, M., Joanes, A.-M., Gagnon, D., Barbera, J.-M., Aachib, M., Bedard, C., Chapuis, R.P., and Bernier, L., (1999). Étude sur les barrières sèches construites à partir des résidus miniers. – Phase II : Essais en place. Rapport de recherche Projet CDT P1899, NEDEM/MEND 2.22.2c, 331 pages.

- Aubertin, M., Chapuis, R.P., Aachib, M., Bussière, B., Ricard, J.F., and Tremblay, L., (1995). Evaluation en laboratoire de barrières sèches construites à partir de résidus miniers. Ecole Polytechnique de Montréal, NEDEM/MEND Projet 2.22.2a.
- Aubertin, M., Bussière, B., and Bernier, L.,(2002). Environnement et Gestion des Rejets Miniers. Publié avec la Presses Polytechnique Int, Québec, Canada.
- Aubertin, M., Pabst, T., Bussière, B., James, M., Mbonimpa, M., Benzaazoua, M., Maksoud, A. (2015). Revue des meilleurs pratiques de restauration des sites d'entreposage de rejets miniers générateurs de DMA.
- Awoh, S., Bussière, B. (2015). Proposition de scénarios de restauration au site LaRonde – construction de cellules expérimentales. Unité de Recherche et de Service en technologie minérale (URSTM).
- Awoh, AS., Mbonimpa, M., Bussière, B. (2013). Determination of the reaction rate coefficient of sulphide mine tailings deposited under water. Journal of Environmental Managment.
- Azam, S., Wilson, GW., Herasymuk, GN., Barbour, LS. (2006). Hydrogeological behaviour of an unsaturated waste rock pile:a case study at the Golden Sunlight Mine, Montana, USA. Bull Eng Geol Environ. DOI 10.1007/s10064-006-0077-7
- Belzile, N., Chen, Y.W., and Li, Y., (2004). A review on pyrrhotite oxidation: Journal of Geochemical Exploration, vol. 84, 65-76.
- Benzaazoua, M., Bussière, B., Demers, I., Aubertin, M., et Blier, A. (2008)."Integrated sulphidic mine tailings management using environmental desulphurization and cemented paste backfill." *Minerais Engineering*, vol. 21 (4), 330-340.
- Benzaazoua, M., Bussière, B., Kongolo, M., McLaughlin, J. and Marion, P. (2000). Environmental desulphurization of four Canadian mine tailings using froth flotation. *International Journal of Mineral Processing* 60, 57-74.
- Blowes, D.W., and Ptacek, C.J., (1994). Acid-neutralization mechanisms in inactive mine tailings. *Mine-Wastes In Short Course Handbook on Environmental Geochemistry of Sulfide*. Edited by D.W. Blowes and J.L. Jambor, 22, p.271-292.
- Blowes, D.W., Ptacek, C.J., Jambor, J.L., and Weisener, C.G. (2003). The geochemistry of acid mine drainage. In *Environmental Geochemistry - Treatise on Geochemistry*: Edited by Holland, H.D. et Turekian, K.K., vol. Oxford, 9, p. 149–204.

- Bosse, B., Bussere, B., Hakkou, R., Maqsoud, A. and Benzaazoua, M. (2015). Field experimental cells to assess hydrogeological behaviour of store-and-release covers made with phosphate mine waste. *Canadian Geotechnical Journal* 52, 1255-1269.
- Bussi re, B., Aubertin, M., and Chapuis, R.P. (2003). The behaviour of inclined covers used as oxygen barriers: *Canadian Geotechnical Journal*, 40: 512–535.
- Bussi re, B., Aubertin, M., Zagury, G.J., Potvin, R., et Benzaazoua, M. (2005) Principaux d fis et pistes de solution pour la restauration des sites miniers abandonn s g n rateurs de drainage minier acide. C. R. 2e Symposium sur l'Environnement et les Mines, Rouyn-Noranda
- Bussi re, B., (1999).  tude du comportement hydrique de couvertures avec effets de barri re capillaire inclin es avec l'aide de mod lisations physiques et num riques. Th se de doctorat, D partement des g nies civil, g ologique et des mines,  cole Polytechnique de Montr al, Canada.
- Bussi re, B., (2007). Colloquium 2004: Hydrogeotechnical properties of hard rock tailings from metal mines and emerging geoenvironmental disposal approaches: *Canadian Geotechnical Journal*, vol. 44, (9) 1019–1052.
- Bussi re, B., Aubertin, M., Morel-Seytoux, H.J., Chapuis, R.P. (1998). A laboratory investigation of slope influence on the behaviour of capillary barriers. In *Proceedings of 51 st Canadian Geotechnical Conference*, Edmonton, vol. 2, p. 831-836.
- Bussi re, B., Benzaazoua, M., Aubertin, M., Mbonimpa, M. (2004). A laboratory study of covers made of low sulphide tailings to prevent acid mine drainage. *Environmental Geology*, 45: 609–622.
- Bussi re B., Demers I., Mbonimpa M., Neculita C., Plante B. (2014). Note de cours Environnement minier et restauration des sites (GNM 1008-GML 6112), UQAT-Polytechnique de Montr al.
- Bussi re, B., Lelievre, J., Ouellet, J. and Bois, D. (1995). On the use of low sulphur tailings as cover to prevent AMD: Technico-economical analysis of two cases study. *Sudbury '95-Mining and the Environment, Conference Proceedings* 1, 59-68.
- Charbonneau, E. et al., (2018). Assessment of paste rock as cover material to control AMD. Paper presented at the 2018 Symposium on mines and the Environnement in Rouyn-Noranda.
- Charbonneau, P. (2014). Analyse des pratiques de valorisation des rejets miniers. M moire de ma trise en environnement, M.Env. Universit  de Sherbrooke. 75p.

- Choo, H. et al. (2018). Estimating porosity and particle size for hydraulic conductivity of binary mixed soils containing two different-sized silica particles. *J. Geotech. Geoenviron. Eng.*, 2018, 144 (1) :04017104.
- Dagenais, A.-M., Aubertin, M., Bussière, B., Martin, V. (2005). Large scale applications of covers with capillary barrier effects to control the production of acid mine drainage. *Post-Mining 2005*, November 16-17, Nancy, France.
- ECCC (2019). Règlement sur les effluents de mines de métaux et de mines de diamants.
- Elberling, B., Nicholson, R.V., Reardon, E.J., and Tibble, P. (1994). Evaluation of sulfide oxidation rates - A laboratory study comparing oxygen fluxes and rates of oxidation-product release. *Canadian Geotechnical Journal* 31(3): 375-383.
- Elberling, B. (2005). Temperature and oxygen control on pyrite oxidation in frozen mine tailings. *Cold Regions Science and Technology*, 41, 121-133.
- Elghali, A., (2018). Effet de la libération minérale et des oxy-hydroxydes de fer sur le comportement géochimique des rejets miniers sulfureux. Thèse de doctorat, UDM, Poly-UQAT. 254p.
- Ethier, M. P., Bussiere, B., Broda, S., Aubertin, M. (2018). Three-dimensional hydrogeological modeling to assess the elevated-water-table technique for controlling acid generation from an abandoned tailings site in Quebec, Canada. *Hydrogeology Journal* 26, 1201-1219.
- Ferguson, KD., Erickson, P.M., (1988). Pre-Mine Prediction of Acid Mine Drainage. In: *Dredged Material and Mine Tailings*.
- Fortin, S., Lamontagne, A., Poulin, R., and Tasse, N. (2000). The use of basic additives to tailings in layered co-mingling to improve AMD control.
- Gamache-Rochette, A. (2004). Une étude de caractérisation en laboratoire et sur le terrain des écoulements de l'eau dans les roches stériles. Mémoire de maîtrise en sciences appliquées, École Polytechnique de Montréal, Département des génies civil géologique et des mines.
- Godbout, J (2007). Optimisation des mélanges de rejets de concentrateur et de roches stériles minières. Rapport de synthèse environnementale, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, 46p.
- Gray, J.E., Meier, A.L., O'Leary, R.M., Outwater, C., and Theodorakos, P., (1996). Environmental geochemistry of mercury deposits in south western Alsaka – mercury contents in fish, stream-sediment, & stream-water samples: In *U.S. Geological Survey Bulletin*, vol. 2152, p. 17–29.

- Jambor, J.L., (1994). Mineralogy of sulfide-rich tailings and their oxidation products. Short Course Handbook on Environmental Geochemistry of Sulfide Mine-Waste, Jambor J.L., Blowes, D.W. (eds.): Mineralogical Association of Canada., vol. Special , p. 59–102.
- Junghee, P. et al., (2017). Revised soil classification system for coarse-fine mixtures. *J. Geotech. Geoenviron. Eng.*, 2017, 143 (8) :1-1.
- Kalonji-Kabambi, A (2014). Étude du comportement hydrogéologique d'une couverture avec effet de barrière capillaire faite de matériaux miniers à l'aide des modélisations physique et numérique. Rapport de maîtrise, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Kalonji, Kabambi A., Demers, I., Bussiere, B. (2017), Numerical modeling of covers with capillary barrier effects made entirely of mining materials. Tailings and mine waste conference 2016.
- Kalonji-Kabambi, A., Bussière, B. (2017) Suivi du comportement hydrogéochimique des cellules expérimentales de terrain du site LaRonde, Projet SU-2017-04-1115
- Kalonji-Kabambi, A., Bussière, B. (2018) Suivi du comportement hydrogéochimique des cellules expérimentales de terrain du site LaRonde, Projet SU-2018-04-1115
- Kalonji Kabambi, A., Bussière, B., Demers, I. (2017). Hydrogeological behaviour of covers with capillary barrier effects made of mining materials. *Geotech Geol Eng*, 22p. DOI 10.1007/s10706-017-0174-3.
- Khalili, A., Wijewickreme, D., and Wilson, GW. (2010). Mechanical response of highly gap-graded mixtures of waste rock and tailings. Part I: Monotonic shear response.
- Keith, C.N., and Vaughan, D.J. (2000). Mechanisms and rates of sulphide oxidation in relation to the problems of acid rock mine drainage. In *Environmental Mineralogy, Microbial Interactions, Anthropogenic Influences, Contaminated Land and Waste Management: The Mineralogical Society, Series 9*, 117–140.
- Kleinmann, R.L.P., Crera, D., and Pacelli, R.R., (1981). Biogeochemistry of acid mine drainage and a method to control acid formation: *Mining Engineering*, vol. 33, 300–306.
- Lamontagne, A., Fortin, S., Poulin, R., Tasse, N. and Lefebvre, R. (2000). Layered co-mingling for the construction of waste rock piles as a method to mitigate acid mine drainage – laboratory investigations. ICARD, 2000.

- Larochelle, C. G., Bussiere, B. and Pabst, T. (2019). Acid-Generating Waste Rocks as Capillary Break Layers in Covers with Capillary Barrier Effects for Mine Site Reclamation. *Water Air and Soil Pollution* 230.
- Lawrence, R.W., and Scheske, M. (1997). A method to calculate the neutralization potential of mining wastes: *Environmental Geology*, vol. 32(2), 100–106.
- Leduc, M. et Smith, M.E. (2003). Tailings co-disposal: Innovations for Cost Savings and Liability Reduction. *Latin America Mining Record*, Sedalia, CO.
- Lehner, S., Savage, K., Ciobanu, M., and Cliffel, D.E. (2007). The effect of As, Co, and Ni impurities on pyrite oxidation kinetics. *Geochimica and Cosmochimica Acta*, 71, 2491-2509.
- Martin, V., Aubertin M., Lessard, G. (2019) An assessment of hydrogeological properties of waste rock using infiltration tests and numerical simulations. *GeoStJohn's* 2019.
- Mbonimpa, M., Aubertin, M., and Bussière, B. (2011). Oxygen consumption test to evaluate the diffusive flux into reactive tailings: interpretation and numerical assessment. *Canadian Geotechnical Journal* 48(6): 878-890.
- MELCC (2012). Directive 019 sur l'industrie minière.
- MEND 2001. Mine environment neutral drainage (MEND) manual, Vol. 4. Prevention and Control, MEND 5.4.2d, Canada Centre for Mineral and Energy Technology (CANMET), Canada.
- Merkus, H.G. 2009. Particle Size Measurements: Fundamentals, Practice, Quality. Springer Particle Technology Series 17, ISBN: 978-1-4020-9015-8.
- Mermillod-Blondin, R., Mbonimpa, M., Benzaazoua, M., Bussière, B., Aubertin, M., Kongolo, M., De Donato, P. (2005). La désulfuration environnementale pour une gestion intégrée des résidus générateurs de DMA. *Proceedings Symposium sur l'Environnement et les mines*, Rouyn-Noranda, 14-16 mai 2005, 30p. CIM.
- Miskolczi, J. (2007). Performance evaluation of cover systems constructed of paste rock material.
- Mohammad, R.H. et al. (2017). The viability of using the mixture of mine tailings and waste rock in water balance covers. *Geotechnical Frontiers* 2017, GSP 276, 160-169.
- Morin, K.A., Gerencher, E., Jones, C.E., Konasewich D.E. (1991). Critical literature review of acid drainage from waste rock. MEND Report 1.11.1, Secrétariat CANMET, Ottawa.

- Morin, K.A., & Hutt, N.M. (1997). *Environmental Geochemistry of Mine site Drainage, Practical Theory and Case Studies*. MDAG Publishing, 333p.
- Morris, C.E., Stormont, J.C. (1997). Capillary barriers and subtile covers: estimating equivalency. *Journal of Environmental Engineering*, vol. 123: 3-10.
- Morris, P.H., and Williams, D.J. (1999). Segregation of co-disposed coal mine washery wastes. *Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*. 92:72-76.
- Nordstrom, D.K., (2000). Advances in the hydrogeochemistry and microbiology of acid mine waters: *International Geology Review*, vol. 42, 499–515.
- Nordstrom, D.K., and Alpers, C.N. (1999). Geochemistry of acid mine waters. In *The Environmental Geochemistry of Mineral Deposits , Part A , Processes, Techniques, & Health Issues. Reviews in Economic Geology*: vol. 6A, 133–157.
- 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 layers as oxygen barriers. *Canadian Geotechnical Journal*.
- Nicholson, R.V., and Scharer, J.M. (1994). Pyrrhotite oxidation kinetics. In *the Environmental Geochemistry of Sulfide Oxidation.*, in *American Chemical Society Symposium, Ser.*, 550, 14–30.
- Ouangrawa, M., Aubertin, M., Molson, J., Zagury, G.J., Bussière, B. (2005). An evaluation of the elevated water table concept using laboratory columns with sulphidic tailings. *In Proceedings of Geosask(2005), 58th Canadian Geotechnical conference and 6th Joint IAH-CNC, (2005), Saskatoon, SK.*
- Ouangrawa, M., Molson, J., Aubertin, M., Zagury, G., Bussière, B. (2006). The effect of water table elevation on acid mine drainage from reactive tailings, a laboratory and numerical modelling study. *In Proceedings of the 7th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD), 1473-1482, March 26-30, (2006), St. Louis, MI.*
- Ouangrawa, M., Molson, J., Aubertin, M., Bussière, B. (2007). Predicting the performance of an elevated water table for preventing acid mine drainage. *In Proceedings of the 60th Canadian Geotechnical Conference and the 8th joint CGS/IAH-CNC Groundwater Conference, 1470-1477, (2007), Ottawa, ON.*

- Ouangrawa, M., Aubertin, M., Molson, J., Bussière, B., Zagury, G.J. (2010). Preventing acid mine drainage with an elevated water table: Long-term column experiments and parameter analysis. *Water, Air and Soil Pollution* 213, 437–458.
- Peregoedova, A. (2012). Étude expérimentale des propriétés hydrogéologiques des roches stériles à une échelle intermédiaire de laboratoire: École Polytechnique de Montréal, Québec, Canada.
- Perkins, E.H., Nesbitt, H.W., Gunter, W.D., St-Arnaud, L.C., Mycroft, J. (1995). Critical review of geochemical processes and geochemical models adaptable for prediction of acidic drainage from waste rock. Report 1.42.1, Mine Environment Neutral Drainage (MEND).
- Plante, Benoit (2010). Évaluation des principaux facteurs d'influence sur la prédiction du drainage neutre contaminé. Thèse. [Rouyn-Noranda], Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, Sciences appliquées, 271 p.
- Plante, B. (2012). Note de cours Hydrogéochimie environnemental dans un contexte minier (GNM 1017), UQAT.
- Plumlee, G.S. (1999). The environmental geology of mineral deposits. Processes, Techniques and Health Issues. Reviews in Economic: In *The Environmental Geochemistry of Mineral Deposits*, Part A, vol. 6A, 71-116.
- Poulin, R., Hadjigeorgiou, J., Lawrence, R.W. (1996). Layered mine waste co-mingling for mitigation of acid rock drainage. *Trans. Inst. Min. Metal*; 105, A55-A62.
- Pouliot, S., et al., (2017). Evaluation of the use of paste rock as cover material in mine reclamation. TMW conference proceedings, Banff, Alberta, Nov 2017.
- Pouliot, S., et al., (2018). Evaluation of the use of sulphide paste rock as cover material in mine reclamation. 11th ICARD Conference, Pretoria, South Africa, 10-14 Sept.
- Pratt, A.R., Nesbitt, H.W., and Muir, I.J. (1994). Generation of acids from mine waste oxidative leaching of pyrrhotite in dilute H₂SO₄ solutions at pH 3,0 : *Geochimica Cosmochimica Acta*, vol. 58, 5147–5159.
- Rey, N. (2019). Étude expérimentale et conceptuelle de la technique du recouvrement monocouche avec nappe phréatique surélevée incluant l'utilisation de résidus désulfurés. Thèse. [Rouyn-Noranda], Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, Sciences appliquées, 275 p.

- Ross, B. (1990). The diversion capacity of capillary barriers. *Water Resources Research*. vol. 28(10): 2625-2629.
- Samad, MA., Yanful, EK. (2005). A design approach for selecting the optimum water cover depth for subaqueous disposal of sulfide mine tailings. *Revue Canadienne de Géotechnique*
- Sherlock, E. J., Lawrence, R. W et Poulin, R. (1995). On the neutralization of acid rock drainage by carbonate and silicate minerals. *Environmental Geology*.
- SRK (1989). Draft acid rock drainage. Technical Guide Vol. 1, British Columbia Acid Mine Drainage Task Force Report, Prepared by Steffen, Robertson, Kirsten in Association with Norecol Environmental Consultants and Gormely Process Engineering.
- Toshihiro, S. et al., (2015). Water retention characteristics and pore structures of binary mixtures. *Vadose Zone Journal*. 7p. doi: 10.2136/vzj2014.06.0065
- URSTM (2015). Proposition de scénarios de restauration au site LaRonde, construction de cellules expérimentales. SU-2015-07-1002
- Van Genuchten, M. (1980). A closed-form equation for predicting the hydraulic conductivity of unsaturated soils. *Soil Science Society of America*: vol. 44, 892–898.
- Wickland, B.E, et al., (2006). Design and evaluation of mixtures of mine waste rock and tailings. *Canadian Geotechnical Journal*, 43 (9): 928-945. doi: 10.1139/T06-058
- Wickland, B.E. (2006). Volume change and permeability of mixtures of waste rock and fine tailings. Ph.D Thesis. University of British Columbia. 349p.
- Wickland, B.E, et al., (2010). Hydraulic conductivity and consolidation response of mixtures of mine waste rock and tailngs. *Canadian Geotechnical Journal*, 47 (4): 472-485. doi: 10.1139/T09-115
- Wickland, BE., Wilson, GW. (2005). Research of co-disposal of tailings and waste rock.
- Wickland, B.E., Longo, S. (2017). Mine waste case examples of stacked tailings and co-disposal. TMW conference proceedings, Banff, Alberta, Nov 2017.
- Wijewickreme, D., Khalili, A., and Wilson, GW. (2010). Mechanical response of highly gap-graded mixtures of waste rock and tailings. Part I: Monotonic shear response.
- Williams, D.J., (1996). Pumped co-disposal of coal washery wastes economic and environmental benefits. *The Australian Coal Review*, 1996 (1): 54-57.

- Williams, D.J., Currey, N.A., Ritchie, P.J., (2003). Kidston waste rock dump designer and “store and release” cover system seven years on. Proceeding of 6th International Conference on Acid Rock Drainage, Cairns, Australia, 14-17 July 2003: p. 419-426.
- Williams, D.J., Kuganathan, V. (1992). Co-disposal of coal mine tailings and coarse reject. The Third Large Open Pit Mining Conference, Mackay, 30 August – 3 September 1992, 429 – 432.
- Williams, D.J., Wilson, G.W., Panidis, C. (2003). Waste rock and tailings mixtures as possible seal for potentially acid forming waste rock. In Application of Sustainability of Technologies: Proceedings of the 6th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD), Cairns, Queensland, Australia. 12-18 July 2003. The AusIMM, Carlton South, Victoria, Australia. Pp. 427-436.
- Wilson, G.W. (2001). Codisposal of tailings and waste rock. Geotechnical news.
- Wilson, G.W., Plewes, H.D., Williams, D., Robertson, J., (2003a). Concept for co-mixing of tailings and waste rock. In: Proceeding of 6th International Conference on ARD.
- Wilson, G.W., Williams, D.J., Rykaart, E.M. (2003b). The integrity of cover system. In: Proceeding of 6th International Conference on ARD.
- Wilson, G.W. et al., (2006). The application of blended waste rock and tailings for cover systems in minewaste management. Paper presented at the 7th International conference on acid rock drainage (ICARD), March 26-30, 2006 St-Louis Mo.
- Wilson, G.W. et al., (2008). Design and performance of paste rock systems for improved mine waste management. Proceedings of the 1st International seminar on management of rock dumps, stockpiles, and heap leach pads, Perth, Australia. 5-6 March 2008.
- Wilson, G.W. et al., (2008). Evaluation of paste rock for improved mine waste management. Paper presented at the 2008 Symposium on mines and the Environnement in Rouyn-Noranda.
- Zhan, G., Mayer, A.B., McMuller, J., Aubertin, M. (2001). Slope effect study on the capillary cover design for a spent leach pad. Tailings and mine waste 01. Fort collins, Colorado.

ANNEXE A RÉSULTATS DES ESSAIS AU PYCNOMÈTRE À L'HÉLIUM POUR LA DENSITÉ RELATIVE DES GRAINS

Résultats du pycnomètre à hélium sur le stérile Laronde

URSTM

Unité de recherche et de service
en technologie minérale
de l'Université Laval
440, boulevard l'Université, Québec, Québec, Qc., J1S 2B4
Tél. : 418.702.8974 poste 5858 Fax : 418.702.8879

Détermination de la densité des grains par pycnométrie à l'hélium

Préparation: Yvan Poëter
Analyse: PA Jacques
Date d'analyse: 11 février 2015
Projet: PI-Sandra_Pouliot

	Paramètre Méthode Unités	Densité PCI QP-01 g/cm ³
Solécite Laronde "B" 4mm - 30mm - Bacté - Pycnométrie	U98058	2,730
Solécite Laronde "B" 4mm - 30mm - Pycnométrie hélium	U98058	2,762

Résultat du pycnomètre à hélium sur les résidus Laronde

URSTM

Unité de recherche et de service
en technologie minérale
de l'Université Laval
440, boulevard l'Université, Québec, Québec, Qc., J1S 2B4
Tél. : 418.702.8974 poste 5858 Fax : 418.702.8879

Détermination de la densité des grains par pycnométrie à l'hélium

Préparation: Yvan Poëter
Analyse: PA Jacques
Date d'analyse: 11 février 2015
Projet: PI-Sandra Pouliot

	Paramètre Méthode Unités	Densité PCI QP-01 g/cm ³
Résidus (purs) Goldex	U98058	3,260

ANNEXE B RÉSULTATS DES ESSAIS PROCTOR

Essai Proctor sur les résidus Laronde

Essai proctor					
Réalisé par	PA Jacques	Projet	PI_Sandra_Pouliot		
Date	02-avr-15	#Urstm	U38038		
Description de l'essai					
Méthode	A				
Nombres de couches	3				
Coups par couches	25				
Masse marteau (g)	2524,1				
Hauteur de chute du marteau (mm)	303,8				
Diamètre du moule moyen (mm)	111,00				
Hauteur du moule moyen (mm)	116,3				
Volume du moule (cm ³)	1125,42				
Masse du moule sans collet (g)	4247,2				
Résultats					
Teneur en eau optimale (%)	15,5%				
Masse volumique sec max (g/cm ³)	1,6340				
Densité du matériau	3,29				
Masse et poids volumique sec					
Eau ajouté (%) approx	12	14	15	18	25
Moule + échantillon humide (g)	6321,9	6342,2	6384,8	6366,4	6237
Échantillon humide (g)	2074,7	2095,0	2137,6	2119,2	1989,8
Masse vol./éch. Humide (g/cm ³)	1,8435	1,8615	1,8994	1,8830	1,7680
Masse vol./éch. Sec (g/cm ³)	1,6253	1,6331	1,6481	1,5920	1,4061
Poids vol./éch. Sec (Kn/m ³)	15,9438	16,0205	16,1678	15,6178	13,7942
Volume des solides - V _s (cm ³)	555,96	538,63	563,77	544,59	481,00
Volume des vides - V _v (cm ³)	569,46	566,79	561,65	580,83	644,42
Indice des vides - e	1,0243	1,0146	0,9962	1,0666	1,3397
Porosité - n	0,5060	0,5036	0,4991	0,5161	0,5726
Teneur en eau					
Masse du plat (g)	1570,3	2942,7	644,1	1570,7	648,9
Plat + échantillon humide (g)	3639,6	5034,0	2774,7	3682,2	2633,3
Plat + échantillon sec (g)	3399,4	4780,6	2498,9	3362,4	2231,4
Eau (g)	240,2	253,4	275,8	319,8	401,9
Échantillon sec (g)	1829,1	1837,9	1854,8	1791,7	1582,5
Teneur en eau (%)	13,13	13,79	14,87	17,85	25,40

courbe de l'essai proctor sur les résidus Laronde

Teneur en eau (%)	Masse volumique sèche (g/cm ³)	Porosité - n
12	1,6253	0,5060
14	1,6331	0,5036
15,5	1,6481	0,4991
18	1,5920	0,5161
25	1,4061	0,5726

masse vol. sèche (g/cm³)

porosité

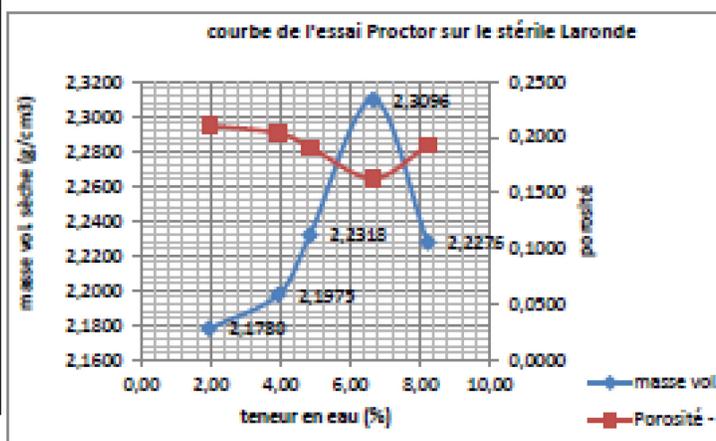
teneur en eau (%)

—●— masse volumique sèche

—■— Porosité - n

Essai proctor			
Réalisé par	PA Jacques	Projet	PI_Sandra_Pouliot
Date	27-mars-15	#Urstm	U39830

Description de l'essai	
Méthode	D
Nombres de couches	3
Coups par couches	56
Masse marteau (g)	2524,1
Hauteur de chute du marteau (mm)	303,8
Diamètre du moule moyen (mm)	152,40
Hauteur du moule moyen (mm)	116,35
Volume du moule (cm ³)	2122,39
Masse du moule sans collet (g)	6566,7
Résultats	
Teneur en eau optimale (%)	
Masse volumique sec max (g/cm ³)	7%
Densité du matériau	2,3100
	2,76



Masse et poids volumique sec					
Eau ajouté (%) approx	2	4	5	7	9
Moule + échantillon humide (g)	11278,5	11415,0	11537,4	11814,4	11751,2
Échantillon humide (g)	4711,8	4848,3	4970,7	5247,7	5184,5
Masse vol./éch. Humide (g/cm ³)	2,2200	2,2844	2,3420	2,4725	2,4428
Masse vol./éch. Sec (g/cm ³)	2,1780	2,1975	2,2318	2,3096	2,2276
Poids vol./éch. Sec (Kn/m ³)	21,3658	21,5576	21,8937	22,6573	21,8525
Volume des solides - V _s (cm ³)	1674,82	1689,86	1716,20	1776,05	1712,97
Volume des vides - V _v (cm ³)	447,58	432,54	406,20	346,34	409,42
Indice des vides - e	0,2672	0,2560	0,2367	0,1950	0,2390
Porosité - n	0,2109	0,2038	0,1914	0,1632	0,1929
Teneur en eau					
Masse du plat (g)	636,4	2961,0	1111,0	645,8	828,7
Plat + échantillon humide (g)	5348,9	7808,4	6077,2	5874,1	5945,4
Plat + échantillon sec (g)	5258,9	7625,0	5847,7	5547,7	5556,5
Eau (g)	90,0	183,4	229,5	326,4	388,9
Échantillon sec (g)	4622,5	4664,0	4736,7	4901,9	4727,8
Teneur en eau (%)	1,95	3,93	4,85	6,66	8,23

ANNEXE C CALCULS DES POTENTIELS NEUTRALISANTS ET ACIDIFIANTS

Calculs des potentiels neutralisant et acidifiant du pasterock

	stérile	résidus		ratio sec pour paste rock	
PN (kg CaCO ₃ /t)	30,65	4,165		stérile	4,3
PA (kg CaCO ₃ /t)	33,28	596,25		résidus	1
				somme	5,3

paste rock	
PN (kg CaCO ₃ /t) / ((ratio sec stérile * PN stérile) + (ratio sec résidus * PN résidus)) / (ratio sec stérile + ratio sec résidus) =	30,5
PA (kg CaCO ₃ /t) / ((ratio sec stérile * PA stérile) + (ratio sec résidus * PA résidus)) / (ratio sec stérile + ratio sec résidus) =	139,5

Calculs amendement en calcaire

ratio voulu de sécurité PN/PA	
PN	3
PA	1

DONC =>

338,0
139,5

PN du calcaire (kg CaCO ₃ /t)	703
--	-----

quantité de calcaire à amender (Kg de calc par Kg de paste)	0,551394039
---	-------------

(PN sécurité / PN du calcaire) =

0,551394039

ANNEXE D FEUILLES DE CALCULS DES ESSAIS DE PERMÉABILITÉ

: feuilles de calculs pour les essais de perméabilités des résidus et stérile Laronde.

Standard ASTM D 5856-95 (07) - Charge Variable – résidus Laronde

Données initiales :			
Gravité spécifique - G _s	3,29	C _u	0,1
D ₁₀ (µm)	4,37E+00	x	2
D ₅₀ (µm)	2,53E+01		
D ₆₀ (µm)	3,48E+01	γ_w (kN/m ³)	9,81
D ₁₀ (cm)	4,37E-04	μ_w (Pa.s)	0,001
D ₅₀ (cm)	3,48E-03		
C _u	7,95		

Essais de ksat:				
	Diamètre interne (cm) du perméamètre	Diamètre interne (cm) du tube	Section A (cm ²)	Section a (cm ²)
Essai #1	11,4	1,285	102,07	1,30
Essai #2	11,4	1,285	102,07	1,30
Détermination des teneurs en eau massiques avant et après les essais				
	état initial		état final	
	Essai #1	Essai #2	Essai #1	Essai #2
Tare (g)	796,80	796,80	1924,10	641,30
Masse (g) humide + Tare	1010,30	1010,30	6082,80	4507,70
Masse (g) sèche + Tare	981,70	981,70	5503,70	3964,20
Masse (g) humide	213,50	213,50	4158,70	3866,40
Masse (g) sèche	184,90	184,90	3579,60	3322,90
			Essai #1	Essai #2
Masse (g) du matériel total (sans perméamètre)			4143,70	3810,90
Hauteur (cm) du matériel dans le perméamètre - L			15,68	15,98
Teneur en eau massique initiale - w _i			0,15	0,15
Teneur en eau massique finale - w _f			0,16	0,16
Volume total - V _t (cm ³)			1600,46	1629,04
Masse volumique humide (g/cm ³)			2,59	2,34
Masse volumique sèche (g/cm ³)			2,24	2,03
Masse du matériel sec - M _s (g)			3588,62	3300,40
Volume solide - V _s (cm ³)			1091,10	1003,47
Volume vides - V _v (cm ³)			509,37	625,58
Indice des vides - e			0,47	0,62
Porosité - n			0,32	0,38
Saturation initiale - S _i			1,09	0,82
Saturation finale - S _f			1,14	0,86
k _{sat} (cm/s) prédite (Mbonimpa et al. 2002)			5,65E-06	2,17E-05

Essai #1	h (cm)	t (s)	kaat (cm/s) mesurée
1	122,60	0	-
2	122,30	180,00	4,52E-06
3	121,70	360,00	3,63E-06
4	121,30	540,00	3,64E-06
5	120,90	720,00	3,66E-06
		moyenne	3,66E-06

Essai #2	h (cm)	t (s)	kaat (cm/s) mesurée
1	110,50	0	-
2	110,00	180,00	5,11E-06
3	109,50	360,00	5,13E-06
4	109,00	540,00	5,16E-06
5	108,60	720,00	4,14E-06
		moyenne	4,98E-06

Standard ASTM D 2434-68 (06) - Charge Constante – stérile Laronde

Données initiales :

Gravité spécifique - GS	2,79	C_a	0,1
D10 (mm)	1,10E-01	α	2
D50 (mm)	9,10E+00	γ_w (kN/m ³)	9,81
D60 (mm)	1,35E+01	μ_w (Pa.s)	0,001
D10 (cm)	1,10E-02	C_u	1,23E+02
D50 (cm)	9,10E-01		
D60 (cm)	1,35E+00		

Essai de koat:

	Diamètre interne (cm) du perméamètre	Section A (cm ²)
Essai #1	30	706,86

Détermination de la teneur en eau massique avant l'essai

état initial	
	Essai #1
Tare (g)	1131,60
Masse (g) humide + Tare	16993,00
Masse (g) sèche + Tare	16293,00
Masse (g) humide	15861,40
Masse (g) sèche	15161,40

Masse (g) du matériau total (sans perméamètre)	Essai #1 71700,00
Hauteur (cm) du matériau dans le perméamètre - L	41,80
Hauteur (cm) entre les emplacements des burettes	10,00
Teneur en eau massique initiale - w_i	0,05
Volume total - V_t (cm ³)	29546,68
Masse volumique humide (g/cm ³)	2,43
Masse volumique sèche (g/cm ³)	2,32
Masse du matériau sec - M_s (g)	68535,71
Volume solide - V_s (cm ³)	24564,77
Volume vides - V_v (cm ³)	4981,91
Indice des vides - e	0,20
Porosité - n	0,17
Saturation initiale - S_i	0,64
koat (cm/s) prédite (Chapuis et al. 2004)	1,59E-03
koat (cm/s) prédite (Shepherd 1989)	3,06E-02

Essai #1	H (cm)	t (s)	V_{eau} (cm ³)	koat (cm/s) mesurée
1	0,40	60,00	147,94	8,72E-02
2	1,00	60,00	281,90	6,65E-02
3	1,90	60,00	547,10	6,79E-02
4	4,00	30,00	530,60	6,36E-02
			moyenne	7,13E-02

feuilles de calculs pour les essais de perméabilités sur le pasterock

Standard ASTM D 5856-95 (07) - Charge Variable

Données initiales :	
Gravité spécifique - G _s	2,88
D ₁₀ (µm)	1,50E+02
D ₆₀ (µm)	2,45E+04

Essais de base :		Diamètre interne (cm) du perméamètre	Diamètre interne (cm) du tube	Section A (cm ²)	Section a (cm ²)
Essai #1		30	1,91	706,86	2,87
Essai #2		30	1,91	706,86	2,87

Détermination des teneurs en eau massiques avant et après les essais					
	état initial		état final		
	Essai #1	Essai #2	Essai #1	Essai #2	
	Tare (g)	640,00	640,00	2943,10	
Masse (g) humide + Tare	4802,70	4802,70	8397,00	8397,00	
Masse (g) sèche + Tare	4453,50	4453,50	8010,20	8010,20	
Masse (g) humide	4162,70	4162,70	5453,90	5453,90	
Masse (g) sèche	3813,50	3813,50	5067,10	5067,10	

	Essai #1	Essai #2
Masse (g) du matériau total (sans perméamètre)	67400,00	67400,00
Hauteur (cm) du matériau dans le perméamètre - L	37,90	37,90
Teneur en eau massique initiale - w _i	0,09	0,09
Teneur en eau massique finale - w _f	0,08	0,08
Volume total - V _t (cm ³)	26789,93	26789,93
Masse volumique humide (g/cm ³)	2,52	2,52
Masse volumique sèche (g/cm ³)	2,30	2,30
Masse du matériau sec - M _s (g)	61745,96	61745,96
Volume solide - V _s (cm ³)	21439,57	21439,57
Volume vides - V _v (cm ³)	5350,36	5350,36
Indice des vides - e	0,25	0,25
Porosité - n	0,20	0,20
Saturation initiale - S _i	1,06	1,06
Saturation finale - S _f	0,88	0,88

Essai #1	h (cm)	t (s)	kaat (cm/s) mesurée
1	155,90	0	-
2	155,40	180,00	2,74E-06
3	154,80	360,00	3,30E-06
4	154,30	540,00	2,76E-06
5	153,90	720,00	2,22E-06
moyenne			2,75E-06

Essai #2	h (cm)	t (s)	kaat (cm/s) mesurée
1	218,30		-
2	217,30	180,00	3,92E-06
3	216,40	360,00	3,54E-06
4	215,70	540,00	2,77E-06
5	214,90	720,00	3,17E-06
moyenne			3,73E-06

ANNEXE E FEUILLES DE CALCULS POUR L'ESSAI DE COURBE DE RÉTENTION D'EAU

feuilles de calculs pour l'essai de courbe de rétention d'eau

Tempe Cell Résidu minier Laronde #U38058

Succions entre 0 et 300 kPa (0 et 3 bar)

Données initiales :

Gravité spécifique - G _s	3,29	\bar{B}_v	0	a_v	0,01
D ₁₀ (µm)	4,37E+00	h_{sat} (cm) #1	1,14E+03	ψ_0	1,00E+07
D ₆₀ (µm)	3,48E+01	h_{sat} (cm) #2	9,94E+02	ψ_s	1
D ₁₀ (cm)	4,37E-04	ϕ_s #1	4010,061638		
D ₆₀ (cm)	3,48E-03	ϕ_s #2	3,40E+03		
Cu	7,95	m	1,26E-01		

Essai de CRE (g2):

	Diamètre interne (cm) du cylindre		Section (cm ²)
Essai #1	8,5		56,75
Essai #2	8,5		56,75
Dimensions finales des échantillons			
	Essai #1		Essai #2
Hauteur (cm) finale	3,00		3,30
Diamètre (cm) final	8,50		8,50

Teneur en eau massique : état initial		
	Essai #1	Essai #2
Tare (g)	443,00	444,30
Masse (g) humide + Tare	861,80	874,80
Masse (g) sèche + Tare	766,15	778,88
Masse (g) humide	418,80	430,50
Masse (g) sèche	323,15	334,58

Teneur en eau massique : état final		
	Essai #1	Essai #2
Tare (g)	7,20	6,90
Masse (g) humide + Tare	359,20	360,40
Masse (g) sèche + Tare	330,35	341,48
Masse (g) humide	352,00	353,50
Masse (g) sèche	323,15	334,58

	Essai #1	Essai #2
Masse [g] du matériau total	418,80	430,80
Hauteur [cm] du matériau	3,00	3,30
Teneur en eau massique initiale - w_i	0,30	0,29
Volume total - V_t [cm ³]	170,24	187,26
Masse volumique humide [g/cm ³]	2,46	2,30
Masse volumique sèche [g/cm ³]	1,90	1,79
Masse du matériau sec - M_s [g]	323,15	334,81
Volume solide - V_s [cm ³]	98,25	101,80
Volume vides - V_v [cm ³]	71,98	85,46
Indice des vides - e	0,73	0,84
Porosité - n	0,42	0,46
Saturation	1,33	1,12

Détermination de la porosité finale		
	Essai #1	Essai #2
Teneur en eau massique finale - w_f	0,09	0,08
Volume total final - V_t [cm ³]	170,24	187,26
Volume solide final - V_s [cm ³]	98,25	101,73
Volume vides final- V_v [cm ³]	71,98	85,53
Indice des vides final - e	0,73	0,84
Porosité finale - n	0,42	0,46

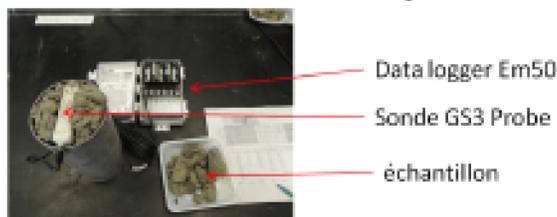
Pression		Masse [g] de la cellule tot		Masse [g] d'eau perdue		Masse [g] du matériau réelle		Teneur en eau massique finale (w)		Saturation finale (S)		Teneur en eau volumique finale (θ)	
psi	kpa	Essai #1	Essai #2	Essai #1	Essai #2	Essai #1	Essai #2	Essai #1	Essai #2	Essai #1	Essai #2	Essai #1	Essai #2
0,10	0,7	1266,50	1281,30	0,0	0,0	419,9	439,8	0,30	0,31	1,34	1,23	0,57	0,56
1,22	8,4	1245,30	1255,40	21,2	25,9	398,7	413,9	0,23	0,24	1,05	0,93	0,44	0,42
2,39	16,5	1235,10	1244,20	10,2	11,2	388,5	402,7	0,20	0,20	0,91	0,80	0,38	0,36
3,77	26,0	1227,80	1236,00	7,3	8,2	381,2	394,5	0,18	0,18	0,81	0,70	0,34	0,32
5,20	35,9	1222,90	1230,50	4,9	5,5	376,3	389,0	0,16	0,16	0,74	0,64	0,31	0,29
6,00	41,4	1222,10	1227,40	0,8	3,1	375,5	385,9	0,16	0,15	0,73	0,60	0,31	0,27
7,00	48,3	1221,80	1226,60	0,3	0,8	375,2	385,1	0,16	0,15	0,72	0,59	0,31	0,27
8,00	55,2	1221,50	1225,40	0,3	1,2	374,9	383,9	0,16	0,15	0,72	0,58	0,30	0,26
10,10	69,6	1220,30	1223,90	1,2	1,5	373,7	382,4	0,16	0,14	0,70	0,56	0,30	0,26
11,80	81,4	1219,90	1222,90	0,4	1,0	373,3	381,4	0,16	0,14	0,70	0,55	0,29	0,25
15,00	103,4	1219,40	1222,00	0,5	0,9	372,8	380,5	0,15	0,14	0,69	0,54	0,29	0,25
20,00	137,9	1213,50	1217,20	5,9	4,8	366,9	375,7	0,14	0,12	0,61	0,48	0,26	0,22
25,00	172,4	1206,60	1212,60	6,9	4,6	360,0	371,1	0,11	0,11	0,51	0,43	0,22	0,19
30,00	206,8	1203,90	1207,80	2,7	4,8	357,3	366,3	0,11	0,09	0,47	0,37	0,20	0,17
35,00	241,3	1202,80	1203,80	1,1	4,0	356,2	362,3	0,10	0,08	0,46	0,32	0,19	0,15
40,00	275,8	1198,60	1195,03	4,2	3,8	352,0	353,5	0,09	0,06	0,40	0,22	0,17	0,10

Modèle prédictif de Kovács modifié (Aubertin et al. 2003)											
CRE #1 prédite						CRE #2 prédite					
ψ (cm)	ψ (kPa)	S_u	S_v	S	θ	ψ (cm)	ψ (kPa)	S_u	S_v	S	θ
1	0,10	1,21E+00	1	1,00	0,42	1	0,10	1,06E+00	1,00E+00	1	0,46
1,5	0,15	1,13E+00	1	1,00	0,42	1,5	0,15	9,86E-01	1,00E+00	1	0,46
2	0,20	1,08E+00	1	1,00	0,42	2	0,20	9,40E-01	1,00E+00	1	0,46
3	0,29	1,01E+00	1	1,00	0,42	3	0,29	8,79E-01	1,00E+00	1	0,46
4	0,39	9,61E-01	1	1,00	0,42	4	0,39	8,37E-01	1,00E+00	1	0,46
5	0,49	9,26E-01	1	1,00	0,42	5	0,49	8,07E-01	1,00E+00	1	0,46
6	0,59	8,98E-01	1	1,00	0,42	6	0,59	7,83E-01	1,00E+00	1	0,46
7	0,69	8,75E-01	1	1,00	0,42	7	0,69	7,63E-01	1,00E+00	1	0,46
10	0,98	8,25E-01	1	1,00	0,42	10	0,98	7,19E-01	1,00E+00	1	0,46
15	1,47	7,71E-01	1	1,00	0,42	15	1,47	6,72E-01	1,00E+00	1	0,46
20	1,96	7,35E-01	1	1,00	0,42	20	1,96	6,40E-01	1,00E+00	1	0,46
25	2,45	7,08E-01	1	1,00	0,42	25	2,45	6,17E-01	1,00E+00	1	0,46
30	2,94	6,88E-01	1	1,00	0,42	30	2,94	5,98E-01	1,00E+00	1	0,46
40	3,92	6,54E-01	1	1,00	0,42	40	3,92	5,70E-01	1,00E+00	1	0,46
50	4,90	6,30E-01	1	1,00	0,42	50	4,90	5,49E-01	1,00E+00	1	0,46
60	5,88	6,11E-01	1	1,00	0,42	60	5,88	5,32E-01	1,00E+00	1	0,46
100	9,80	5,60E-01	1	1,00	0,42	100	9,80	4,88E-01	1,00E+00	0,9999999	0,46
200	19,61	4,98E-01	0,973981	0,99	0,42	200	19,61	4,33E-01	9,74E-01	0,9852542	0,45
500	49,02	4,23E-01	0,346218	0,62	0,26	500	49,02	3,68E-01	3,46E-01	0,5869069	0,27
1000	98,04	3,72E-01	0,05713	0,41	0,17	1000	98,04	3,23E-01	5,71E-02	0,3616221	0,17
2000	196,08	3,24E-01	0,005476	0,33	0,14	2000	196,08	2,80E-01	5,48E-03	0,2840266	0,13
4000	392,16	2,77E-01	0,000395	0,28	0,12	4000	392,16	2,39E-01	3,95E-04	0,2393771	0,11
6000	588,24	2,51E-01	8,02E-05	0,25	0,11	6000	588,24	2,16E-01	8,02E-05	0,2161017	0,10
8000	784,31	2,33E-01	2,56E-05	0,23	0,10	8000	784,31	2,00E-01	2,56E-05	0,2003457	0,09
10000	980,39	2,19E-01	1,06E-05	0,22	0,09	10000	980,39	1,88E-01	1,06E-05	0,1883226	0,09
30000	2941,18	1,58E-01	1,31E-07	0,16	0,07	30000	2941,18	1,35E-01	1,31E-07	0,1351574	0,06
60000	5882,35	1,25E-01	8,21E-09	0,13	0,05	60000	5882,35	1,07E-01	8,21E-09	0,1068773	0,05
100000	9803,92	1,04E-01	1,06E-09	0,10	0,04	100000	9803,92	8,87E-02	1,06E-09	0,0886684	0,04
1000000	98039,22	3,56E-02	1,06E-13	0,04	0,02	1000000	98039,22	3,04E-02	1,06E-13	0,0303828	0,01
10000000	980392,16	0,00E+00	0	0,00	0,00	10000000	980392,16	0,00E+00	0,00E+00	0	0,00

ANNEXE F CALIBRATION DES SONDES GS3

Calibration des sondes GS3 Probe

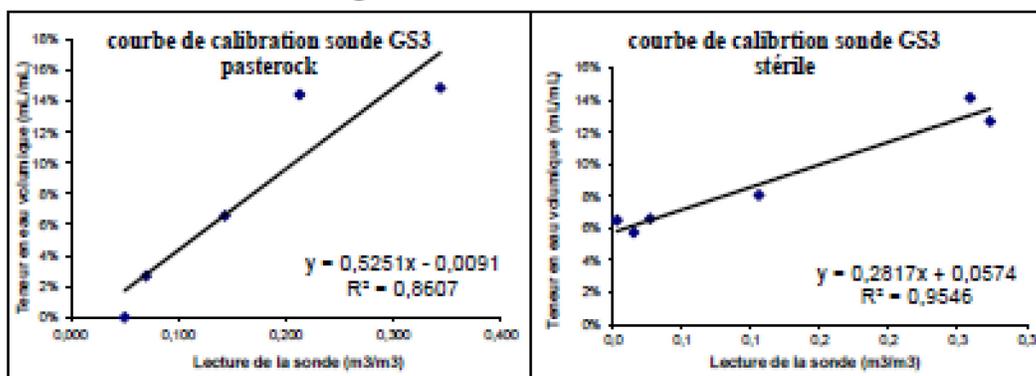
La calibration de ces sondes sert à corriger les valeurs brutes enregistrées par le data logger Em50 en m^3/m^3 et les convertir en teneur en eau volumique. La courbe de calibration s'obtient en collectant des données brutes dans le matériel sec pendant une période de 10 minutes, puis on réitère l'opération 4 fois en augmentant progressivement la teneur en eau du matériel jusqu'à atteindre saturation ou sursaturation. En parallèle sont collectés et pesés des échantillons à chaque augmentation de la teneur en eau. Le poids humide et sec de ces échantillons va permettre d'obtenir la teneur en eau volumique réelle des matériaux.



La courbe de calibration est donc l'évolution de la teneur en eau mesurée en fonction de l'évolution de la teneur en eau réelle. L'équation de la courbe de tendance de cette courbe est de la forme $ax + b$, et son coefficient de détermination (R^2) permet de définir la qualité de la courbe de tendance, plus R^2 est proche de 1, plus elle s'approche de la courbe réelle. L'équation de la courbe de tendance va être corrélée avec la valeur brute afin d'obtenir une valeur de teneur en eau volumique exploitable de la manière suivante :

$$\text{teneur en eau volumique} = (a \times \text{valeur brute}) + b$$

Il est important de souligner qu'une calibration est nécessaire pour chaque matériel. Pour cette étude, deux calibrations ont été effectuées dans le stérile minier et dans le pasterock. Voici les courbes de calibrages obtenues :



ANNEXE G COMPILATION DES ANALYSES ICP-AES POUR LES ÉLÉMENTS MAJEURS LORS DES RINÇAGES

Analyses Physicochimiques ICP -AES (mg/L)															
Rinçage	pH	Eh	Cond	Acidité	Alcalinité	As	Ca	Cd	Co	Cu	Fe	Ni	Pb	Stot	Zn
SPC1		(mv)	(µMho)	1	1	0,06/0,03	0,030	0,001/0,003	0,002/0,004	0,003/0,01	0,006	0,004	0,02/0,07	0,090	0,005
Cycle 0	3,85	485	8590	1396	0,5	0,03	551	0,0005	0,001	0,0015	331	0,442	0,094	1930	177
Cycle 1	6,03	251	6880	163	16,0	0,034	500	0,0005	0,001	0,0015	23,7	0,08	0,035	924	33,10
Cycle 2	7,89	209,7	5230	33	105,0	0,034	483	0,0005	0,001	0,005	0,081	0,07	0,035	920	12,3
Cycle 3	7,95	352,2	4650	26	91,0	0,03	535	0,0015	0,002	0,012	0,030	0,07	0,01	905	11,5
Cycle 4	7,78	730	4150	113	94,0	0,03	530	0,0015	0,002	0,005	0,023	0,051	0,01	849	8,32
Cycle 5	7,21	538	3710	52	54,0	0,03	531	0,005	0,012	0,013	0,045	0,10	0,01	846	28,9
Cycle 6	6,87	601	3350	59	31,0	0,03	539,0	0,017	0,026	0,139	0,036	0,126	0,025	844	34,7
Cycle 7	5,55	602	3360	94	4,0	0,03	540	0,0015	0,012	0,481	0,08	0,194	0,48	827	35,8
Cycle 8	5,86	575	2810	76	8,0	0,03	530	0,0015	0,009	0,287	0,03	0,178	0,273	700	31,2
Cycle 9	6,23	504	3010	60	12,0	0,03		0,0015							
Cycle 10	7,76	521	3000	54	17,0	0,03	536	0,0015	0,032	0,021	0,046	0,231	0,01	716	24,3
Cycle 11	6,7	430	2830	58	9,0	0,03	570	0,0015	0,046	0,015	0,060	0,264	0,023	722	25,6
Cycle 12	3,84	462	3290												
SPC2	amendée														
Cycle 0	4,63	407	8750	1479	0,5	0,03	594	0,0005	0,004	0,0015	339,00	0,365	0,060	1840	132
Cycle 1	6,04	238	6970	156	8,0	0,033	462	0,0005	0,002	0,0005	33,10	0,1	0,0035	781	23,9
Cycle 2	6,88	181,6	8190	49	16,0	0,015	510	0,0005	0,001	0,0005	0,59	0,04	0,0035	1370	20,40
Cycle 3	7,3	371,1	5280	84	43,0	0,03	467	0,003	0,013	0,051	0,05	0,108	0,01	1020	25,7
Cycle 4	7,5	714	3610	32	54,0	0,03	501	0,0015	0,002	0,014	0,03	0,034	0,01	795	6,46
Cycle 5	7,57	440	3530	32	64	0,03	554	0,0015	0,011	0,009	0,04	0,038	0,01	750	6,32
Cycle 6	7,67	591	3070	24	60,0	0,03	564	0,0015	0,022	0,047	0,03	0,047	0,01	702	5,21

Cycle 7	7,35	606	2900	19	64,0	0,03	585	0,0015	0,006	0,0015	0,04	0,037	0,01	670	4,8
Cycle 8	7,6	576	2510	14	60,0	0,03	564	0,0015	0,002	0,036	0,03	0,03	0,01	589	3,66
Cycle 9	7,42	472	2530	13	40,0	0,03		0,0015					0,01		
Cycle 10	7,84	530	2510	16	26,0	0,03	547	0,0015	0,034	0,053	0,058	0,053	0,01	624	6,67
Cycle 11	6,67	474	2480	25	10,0	0,03	574	0,0015	0,035	0,056	0,042	0,063	0,01	626	11,9
Cycle 12	4,2	477	2630												
SPC3	amendée														
Cycle 0	3,79	492	7600	1508	0,5	0,03	479	0,007	0,005	0,0015	356,00	1,2	0,456	2300	255
Cycle 1	5,76	250	7380	330	5,0	0,032	420	0,012	0,003	0,005	84,30	0,26	0,035	1540	71,70
Cycle 2	7,59	270,7	6190	36	53,0	0,035	435	0,0005	0,001	0,005	0,03	0,081	0,04	1030	17,1
Cycle 3	7,76	359,2	4370	43	131,0	0,003	506	0,0015	0,002	0,015	0,03	0,052	0,00	913	10,80
Cycle 4	7,44	786	3590	36	108	0,003	505	0,0015	0,002	0,111	0,03	0,030	0,00	741	8,1
Cycle 5	7,89	540	3440	19	148,0	0,003	565	0,0015	0,012	0,067	0,03	0,026	0,00	770	5,67
Cycle 6	7,85	668	3180	11	148,0	0,003	570	0,0015	0,019	0,148	0,04	0,023	0,00	750	3,18
Cycle 7	7,83	557	3190	7	154,0	0,003	563	0,0015	0,002	0,097	0,04	0,01	0,00	756	1,8
Cycle 8	8,21	548	2900	10	167,0	0,003	554	0,0015	0,002	0,073	0	0,005	0,00	663	1,59
Cycle 9	8,26	353	3090	10	178,0	0,003		0,0015					0,00		
Cycle 10	6,79	589	3100	32	126,0	0,003	515	0,0015	0,060	0,035	0,044	0,195	0,00	732	6,2
Cycle 11	3,45	591	3270	201	0,5	0,003	812,0	0,047	0,108	1,81	70	0,599	0,001	947	36
Cycle 12	6,96	549	2910												
SPC4															
Cycle 0	5,57	302	9630	916	13,0	0,03	629	0,0015	0,002	0,0015	365,00	0,5	0,107	1960	166
Cycle 1	5,86	244,8	13950	211	7,0	0,015	754	0,021	0,002	0,005	50,20	0,16	0,0035	788	48,90
Cycle 2	7,88	202,8	8660	17	112,0	0,053	543	0,0005	0,001	0,05	0,04	0,034	0,00	953	7,61
Cycle 3	6,71	383,9	4470	104	43,0	0,03	530	0,174	0,146	0,735	0,03	0,732	0,03	921	39,90
Cycle 4	3,82	714	3630	315	1	0,03	509	0,193	0,076	2,55	42,20	0,574	1,27	838	56,6
Cycle 5	3,94	705	3560	563	0,5	0,03	520	0,174	0,056	0,668	198,00	0,761	0,77	843	83,7
Cycle 6	4,08	727	2950	262	0,5	0,03	571	0,284	0,176	7,51	10,00	0,619	2,41	731	72,7

ANNEXE H COMPILATION DES ANALYSES ICP-AES POUR LES ÉLÉMENTS MAJEURS LORS DU DÉMANTÈLEMENT

URSTM Unité de recherche et de service en technologie minérale de l'Abitibi-Témiscamique 446, boul. de l'Université Rouyn-Noranda (Québec) J0L 1S4 Tél.: (819) 765-0271 poste 2556 • Fax: (819) 797-0072																					
Analyses chimiques ICP-AES de Digestions micro-onde																					
Préparation:		Mélanie Bélanger																			
Analyse:		Mélanie Bélanger																			
Date d'analyse:		20 avril 2017																			
Vérification:		Marc Paquin																			
Projet:		PI-Sandra																			
Éléments	Al	As	Ba	Be	Bi	Ca	Cd	Co	Cr	Cu	Fe	K	Mg	Mn	Mo	Na	Ni	Pb	S	Ti	Zn
LDM	60	5	5	5	5	60	5	5	5	10	10	1	15	5	5	1	5	5	200	25	55
C4 Int PR - SCP (U58623)	53840	<5	341	<5	<5	14990	<5	<5	94	<10	64520	13800	11750	683	<5	7910	<5	<5	53750	991	197
C2 SBC (U58486)	57800	<5	266	<5	<5	19970	<5	<5	29	<10	32010	11700	9705	1963	<5	8180	<5	<5	7636	1805	<55
C2 PR (U58488)	35280	<5	187	<5	<5	123900	<5	<5	24	<10	38780	8420	16150	671	<5	6260	<5	<5	26930	626	<55
C2 Int PR-CP (U58489)	36500	<5	229	<5	<5	107800	<5	<5	57	<10	38010	10500	15430	733	<5	6150	<5	<5	25210	585	<55
C4 PR (U58622)	51770	<5	288	<5	<5	13240	<5	<5	88	<10	52870	13700	12320	699	<5	6660	<5	<5	37770	1374	100
C4 PR (U58622)	50080	<5	291	<5	<5	12810	<5	<5	81	<10	52170	13400	12040	672	<5	6550	<5	<5	33930	1247	72

**ANNEXE I ANALYSES CARBONE ET SOUFRE POST
DÉMANTÈLEMENT (À LA FOURNAISE À INDUCTION LECO)**

Élément Unités	S _{total} % p/p	C _{total} % p/p
Limite de détection de la méthode	0,009	0,05
C1 Int SCP - PR (U58614)	3,044	0,14
C1 PR (U58615)	4,045	0,20
C1 Int PR - SBC (U58616)	2,316	0,10
C1 SBC (U58617)	0,754	0,15
C1 Int SBC - R (U58618)	6,327	0,12
C1 Résidus (U58619)	20,22	0,06
C2 SCP (U58490)	0,692	0,23
C2 Int PR-SCP (U58489)	2,415	4,25
C2 PR (U58488) – amendé	2,564	5,00
C2 Int SBC-PR (U58487)	0,821	0,73
C2 SBC (U58486)	0,844	0,20
C2 Int R-SBC (U58485)	17,42	0,14
C2 Résidus (U58484)	20,55	0,29
C3 SCP (U58608)	3,097	0,71
C3 Int SCP - PR (U58609)	2,696	4,42
C3 PR (U58610) - amendé	2,641	3,67
C3 Int PR - R (U58611)	9,830	2,26
C3 Résidus (U58612)	20,59	0,12
C4 SCP (U58624)	0,690	0,38
C4 Int PR - SCP (U58623)	5,228	0,13
C4 PR (U58622)	3,845	0,24
C4 Int R - PR (U58621)	9,903	0,14
C4 Résidus (U58620)	21,10	0,07

ANNEXE J ANALYSES DES SULFATES POST DÉMANTÈLEMENT



Maison des entreprises et de services en technologies industrielles
de l'Université Concordia (URSTM)
100, rue de l'Université,
Bâtiment 3500 (niveau 3500) 500
Tél. (514) 343-6101 • Fax (514) 343-6102

Analyses chimiques ICP-AES des sulfates suite à une extraction avec 40% HCl

Préparation: Jennifer Dubuc
Analyse: Mélanie Belanger
Date d'analyse: 16 mai 2018
Vérification: Marc Paquin
Projet: P-Sandis

Éléments LDM	S n/S
C1 PR (US0010)	0,157
C1 Int PR - SBC (US0010)	0,157
C2 PR (US0400)	0,479
C2 Int SBC-PR (US0407)	0,585
C2 Int SBC-PR (US0407) d	0,594
C3 PR (US0010)	0,408
C3 Int PR - R (US0011)	0,422
C4 PR (US0022)	0,355
C4 Int R - PR (US0021)	0,376

Notes:

Tous les résultats sont exprimés en N(p/p)

Marc Paquin

2019.10.18

08:40:39 -04'00'

Approuvé par:

Marc Paquin, Chimiste