



Titre: Tri des stériles miniers comme nouvelle approche de gestion
Title: intégrée : contrôle du drainage minier et valorisation

Auteur: Hicham Amar
Author:

Date: 2020

Type: Mémoire ou thèse / Dissertation or Thesis

Référence: Amar, H. (2020). Tri des stériles miniers comme nouvelle approche de gestion
Citation: intégrée : contrôle du drainage minier et valorisation [Mémoire de maîtrise, Polytechnique Montréal]. PolyPublie. <https://publications.polymtl.ca/4194/>

 **Document en libre accès dans PolyPublie**
Open Access document in PolyPublie

URL de PolyPublie: <https://publications.polymtl.ca/4194/>
PolyPublie URL:

Directeurs de recherche: Mostafa Benzaazoua, & Bruno Bussière
Advisors:

Programme: Génie minéral
Program:

POLYTECHNIQUE MONTRÉAL

affiliée à l'Université de Montréal

Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue

**Tri des stériles miniers comme nouvelle approche de gestion
intégrée : contrôle du drainage minier et valorisation**

HICHAM AMAR

Département de Génies civil, géologique et des mines

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

Génie Minéral

Janvier 2020

POLYTECHNIQUE MONTRÉAL

affiliée à l'Université de Montréal

Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue

Ce mémoire intitulé :

**Tri des stériles miniers comme nouvelle approche de gestion
intégrée : contrôle du drainage minier et valorisation**

présenté par **Hicham AMAR**

en vue de l'obtention du diplôme de *Maitrise ès sciences appliquées*

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

Benoît PLANTE, président

Mostafa BENZAAZOUA, membre et directeur de recherche

Bruno BUSSIÈRE, membre et codirecteur de recherche

Josée DUCHESNE, membre

DÉDICACE

À ma mère, mon père, mes frères et ma femme.

REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier toutes les personnes qui m'ont aidé, motivé et soutenu tout au long de mes études. Un grand merci à mes parents, mes frères, sœurs et ma femme qui étaient présents à mes côtés lors des étapes clés de cette maîtrise.

Mes remerciements vont à mon directeur de thèse, Mostafa Benzaazoua, pour m'avoir donné l'opportunité de réaliser mon projet de recherche dans les meilleures conditions possibles. Je remercie aussi mon co-directeur, Bruno Bussière, pour ces conseils judicieux. Je tiens à les remercier pour leurs encouragements, implications et disponibilités lors des étapes clés de ce projet de recherche. Sans leur précieuse aide, ce travail n'aurait pas abouti. Je tiens à remercier également la chaire CRSNG sur la restauration des sites miniers d'avoir financé ce projet de recherche.

Je tiens à remercier chaleureusement mes amis Abdellatif Elghali et Yassine Ait Khouya qui m'ont transmis leurs connaissances. Je remercie Martin Duclos, représentant du partenaire « Mine Canadian Malartic » pour le suivi de ce travail ainsi que ces collègues pour leurs retours rapides et encourageants. J'adresse mes remerciements au personnel du Centre de Support et Développement CSD des mines Agnico-Eagle Ltd, pour m'avoir accueilli et donné la chance d'effectuer un mois de stage productif. Je pense particulièrement à Geneviève Gosselin, Karine Frenette, Raphael Mermillod-Blondin et François Robichaud. Mon épanouissement professionnel tient en bonne partie à ces personnes.

J'adresse mes remerciements à toute l'équipe de l'IRME/URSTM et spécialement à Louise, Marie-Pierre et Nancy, ainsi qu'à tous mes professeurs. Les travaux de laboratoire ont été réalisés dans les meilleures conditions grâce à la collaboration du personnel de l'URSTM. Je remercie chaleureusement Elvin, qui était toujours présent pour résoudre mes problèmes techniques; Pierre-

Alain, pour son support dans la préparation des échantillons; Alain, pour son aide et sa disponibilité, et surtout sa bonne humeur durant la réalisation de tous mes essais cinétiques. Merci également à toute l'équipe: Marc, Mélinda, Mathieu, Mélanie, Cély, Sylvette et Véronique. Je remercie aussi Najlaa Fathi pour sa contribution linguistique. Je remercie également tous mes amis (es) et collègues que j'ai côtoyés durant cette maîtrise, particulièrement Nouredine, Marouen, Benjamin, Nourel-Houda, Marie-Pier. Je présente par avance mes excuses à tous ceux et celles que je n'ai pas cités; je ne vous oublie pas dans mes pensées.

RÉSUMÉ

L'exploitation de gisements miniers est de plus en plus confrontée à des défis d'ordre environnementaux dont ceux liés à la gestion des rejets miniers (résidus et stériles). Le drainage minier, qui se caractérise par de concentrations plus ou moins fortes en métaux et parfois une baisse du pH en l'absence d'un potentiel de neutralisation, est produit lorsque les sulfures contenus dans les rejets miniers sont exposés à l'eau et à l'oxygène. Les stériles miniers sont caractérisés par une grande hétérogénéité de leurs propriétés physiques, chimiques et minéralogiques. Ces dernières ont un effet direct sur les propriétés hydrogéochimiques de ces matériaux. Plusieurs facteurs influencent la gestion de ces rejets, entre autres la géologie du gisement et le type de l'exploitation minière. Les mines à ciel ouvert qui exploitent des gisements polymétalliques et à métaux précieux génèrent de grandes quantités de stériles qui sont déposés sous forme de haldes en surface impactant grandement l'empreinte écologique. Les exploitations souterraines génèrent quant à elles moins de stériles et ceux-ci sont employés le plus souvent comme remblai rocheux. L'évaluation précise du potentiel de génération d'acide des stériles miniers détermine la faisabilité des projets miniers, l'exploitation minière ainsi que le mode de gestion des stériles qui en résultent.

Dans ce mémoire de maîtrise, on y présente une étude réalisée sur des stériles miniers afin de proposer une méthode de gestion intégrée de ceux-ci visant la décontamination des phases problématiques (sulfures) et la valorisation des métaux précieux résiduels. Ainsi, le principal objectif de l'étude a consisté en le développement d'une nouvelle approche permettant la gestion intégrée des stériles (en trois lithologie) de la mine d'or Canadian Malartic (Abitibi, Québec, Canada). Les trois lithologies en question ont été échantillonnées après l'abattage par explosif tout en s'assurant de leur homogénéité et représentativité. Chaque lithologie a d'abord été débarrassée de sa fraction inerte (supérieure à 2,4 mm, représentant le diamètre physique d'encapsulation des

sulfures DPLS). La fraction fine, qui ne représente que 10% environ de l'échantillon total, a ensuite été divisée en deux fractions afin d'optimiser le retraitement de ces stériles en vue de leur décontamination/valorisation: la fraction 0-1 mm dite fine et la fraction 1-2.4 mm comme fraction dite grossière.

La méthodologie proposée repose sur une caractérisation fine des trois principales lithologies classifiées comme étant des stériles dans cette mine et par la suite sur l'application d'un procédé de désulfuration environnementale afin de réduire le potentiel de génération d'acide et de récupérer les métaux précieux résiduels que sont l'or et l'argent. Enfin, le comportement géochimique des matériaux désulfurés en comparaison avec les échantillons de tête a été évalués à l'aide d'essais cinétiques en mini-cellules d'altération.

Les analyses chimiques et minéralogiques ont montré que les trois lithologies ($\phi < 2,4$ mm) sont plus riches en carbonates (principalement la calcite) qu'en sulfures (pyrite). Le bilan acide base et le test NAG montrent que les trois lithologies et leurs deux fractions correspondantes sont non génératrices d'acide, à l'exception de trois fractions incertaines selon ces tests statiques ABA (*Acid base accounting*). La désulfuration en laboratoire menée avec la méthode gravimétrique (séparateur de Knelson et table de Mozley) s'est avérée plus efficace que celle menée avec la méthode de flottation sachant la distribution granulométrique grossière des matériaux traités. La méthode gravimétrique a offert un bon taux de récupération des sulfures (supérieur à 80 %). Sur la base des tests statiques, les matériaux ainsi désulfurés ont été prouvés non générateurs d'acide et peuvent être réutilisés comme matériaux de réhabilitation lors de la phase de fermeture de la mine.

Pour chaque lithologie étudiée, des essais cinétiques en mini-cellules d'altération ont été effectués afin de confirmer les résultats de la désulfuration relativement à la non génération d'acide et afin

d'évaluer le comportement géochimique des lithologies à long terme. Durant toute la durée du test (84 jours), les analyses géochimiques ont montré des valeurs de pH entre 7,4 et 8,9 et les concentrations des éléments de fer (Fe) et de zinc (Zn) ont tout le temps été au-dessous des limites environnementales fixées par la Directive 019 au Québec. Le contenu en soufre et en carbone des matériaux suite au démantèlement des tests et le degré de libération des sulfures déterminent le comportement géochimique des stériles miniers étudiés. Les images prises par le microscope optique ont montré que les sulfures observés dans les matériaux issus du démantèlement sont généralement encapsulés totalement dans la gangue ou bien semi libérés.

Enfin, les concentrés de désulfuration obtenus présentent des contenus significatifs en or et en argent (> 3 g/t et > 4 g/t, respectivement). La pyroanalyse a montré, quant à elle, que la récupération des métaux précieux peut compenser une partie des coûts du retraitement des stériles et permettre une gestion intégrée.

Ainsi, après un criblage suivant le DPLS, un deuxième criblage est recommandé à 1 mm pour récupérer et traiter la fraction fine (6 % de l'échantillon total), riche en métaux précieux, alors que la fraction grossière (4 % de l'échantillon total) sera valorisée dans les travaux de réhabilitation et/ou dans des travaux de génie civil comme sable.

Mots clés : Stériles miniers, drainage minier acide, désulfuration environnementale, méthode gravimétrique, flottation, or-argent, essais cinétiques, mini-cellules d'altération.

ABSTRACT

Management of solid mine wastes, including waste rock (WR) from mining operation and tailings from ore processing, represents an important challenge for the mine industry. Mine drainage, characterized by high metal concentrations and low pH if no neutralizing potential exist, is the main environmental problem facing the mine industry. It results from the oxidation that occurs when sulfides are exposed to water and oxygen. WR are characterized by a high heterogeneity in its, physical, chemical and mineralogical properties. The later have significant impacts on the hydrogeochemical behaviors of these materials. Many factors influence mine waste management, such as the deposit's geological characteristics and the extraction methods. Open-pit mines generate large volume of WR that are generally deposited as unsaturated piles on the surface with important impact on the ecological footprint of the operation. However, underground operations generate less waste rocks, as the later are often reused as rock fill. The accurate assessment of the acid-generating potential of mine wastes determines the feasibility of mining projects, the mine exploitation, and the implementation of waste rock management. This study took a new look at waste rock management in order to propose a novel integrated management method of WR to ensure their decontamination and precious metals valorisation.

The main objectives of this study consisted on a deep geological analysis of waste rock from the Canadian Malartic mine (Abitibi, Quebec, Canada). Representative and homogeneous samples of these WR materials were sampled after blasting operations. Each lithology was first screened based on the diameter of physical locking of sulphides (DPLS) to remove the inert fraction, being coarse rocks larger than 2.4 mm. Then, finer fractions were separated into two fractions to optimize their integrated management: 0–1 mm referenced as fine fraction and 1–2.4 mm referenced as coarse fraction. Environmental desulphurization of waste rocks from three classified lithologies was

applied, in order to reduce their acid-generating potential and to tentatively recover the residual precious metals amounts (gold and silver). The geochemical behaviour of desulfurized material and corresponding feed samples for comparison was evaluated through kinetic testing by using weathering cells.

The chemical and mineralogical analyses showed that the three lithologies were richer in carbonates (mainly calcite) than in sulphides (mainly pyrite). The acid base accounting (ABA) and the net acid generation (NAG) determinations both allowed to state that these lithologies (<2.4 mm) and their corresponding fractions are all non-acid-generating, except for three fractions which displayed uncertain classification regarding their acid generation potential. Desulphurization using laboratory gravity separation (Knelson separator and Mozley table) was more efficient than flotation due the coarse particle size distribution of the material. Based on static tests, all desulphurized materials by either the gravity or flotation processes were demonstrated as being non-acid-generating, with some having downright no acid-generating potential at all.

Kinetic testing was used to confirm the result of static tests and the efficiency of desulphurization to control acid generation. The weathering cells allowed to study the long-term geochemical behaviour of the material. Geochemical analysis of the obtained leachates showed that pH values remained neutral to subalkaline (between 7.4 and 8.9) and that metals concentrations of the iron (Fe) and zinc (Zn) were below the environmental criteria (Directive 019 in Québec) all along the entire test period (84 days). The key factors that determined geochemical behaviour of the studied waste rock were sulfide and carbonate contents and the way they were liberated. The sulphides found within post-testing waste rocks were studied with optical microscopy and were found generally occurring encapsulated in non-sulphide gangue (NSG) minerals, or only partially liberated.

The gravity method offered a sulphur recovery rate (over than 80 wt. %). The pyroanalysis of gold (Au) and silver (Ag) on the concentrate that underwent desulphurization by gravity methods displayed significant gold and silver content (> 3 g/t and > 4 g/t respectively). The pyroanalysis showed that precious metal recovery could offset partially the costs related to waste handling and reprocessing, allowing for an integrated management approach.

After screening according to the DPLS, an additional screening is recommended at 1 mm to recover and treat the fine fraction (6 % of total sample), which is rich in precious metals, while the coarse fraction (4 % of total sample) can be recovered for rehabilitation and/or for civil engineering workings.

Keywords: Waste rock, acid mine drainage, environmental desulphurization, gravity method, ore-argent, flotation, kinetic test, weathering cells

TABLE DES MATIÈRES

DÉDICACE	III
REMERCIEMENTS	IV
RÉSUMÉ	VI
ABSTRACT.....	IX
TABLE DES MATIÈRES	XII
LISTE DES TABLEAUX	XVII
LISTE DES FIGURES	XVIII
LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS	XX
LISTE DES ANNEXES	XXI
CHAPITRE 1 INTRODUCTION.....	1
1.1 Contexte de l'étude	1
1.2 Problématique de l'étude.....	3
1.3 Objectifs de l'étude	5
1.4 Hypothèses de l'étude	5
1.5 Méthodologie globale.....	6
1.6 Structure du mémoire.....	7
CHAPITRE 2 REVUE DE LITTÉRATURE.....	9
2.1 Différentes étapes d'un cycle minier.....	9
2.1.1 Géologie et exploration minière.....	10
2.1.2 Exploitation minière.....	11
2.1.3 Traitement des minerais.....	15
2.1.4 Gestion conventionnelle des rejets miniers	16
2.1.5 Fermeture de la mine et réhabilitation du site minier.....	18

2.2 Défis environnementaux de l'industrie minière	19
2.2.1 Génération du drainage minier.....	19
2.2.2 Réactions d'oxydation des sulfures.....	20
2.2.3 Réaction des minéraux neutralisants	22
2.2.4 Réaction de précipitation des phases secondaires	23
2.3 Prédiction du comportement géochimique des rejets.....	23
2.3.1 Essais statiques ABA.....	24
2.3.2 Détermination du PA et PN basés sur la minéralogie	27
2.3.3 Essais cinétiques.....	28
2.4 Tests de prédiction géochimique dans le cycle minier.....	31
2.4.1 Au moment de l'exploration.....	31
2.4.2 Pendant la faisabilité du projet minier.....	32
2.4.3 Pendant l'exploitation.....	32
2.4.4 Cas de sites fermés et abandonnés	33
2.5 Gestion intégrée des rejets miniers	35
2.5.1 Concept de la gestion intégrée	35
2.5.2 Tri des stériles	37
2.6 Développement durable dans le domaine minier.....	40
2.7 Notions de géométallurgie.....	44
2.7.1 Concept de NPV et de géométallurgie	44
2.7.2 Planification géométallurgique en industrie minière	45
2.7.3 Modèles géoenvironnementaux	47
CHAPITRE 3 MATÉRIELS ET MÉTHODES.....	49
3.1 Matériaux utilisés.....	49

3.2 Travaux antérieurs.....	49
3.3 Préparation des échantillons	50
3.4 Méthodes	51
3.4.1 Caractérisation physique.....	51
3.4.2 Caractérisation chimique	51
3.4.3 Caractérisation minéralogique	53
3.4.4 Procédé de séparation physique	55
3.4.5 Essais de flottation	58
3.4.6 Essai cinétique en min-cellule d'altération.....	61
CHAPITRE 4 ARTICLE 1: UPSTREAM ENVIRONMENTAL DESULPHURIZATION AND VALORIZATION OF WASTE ROCKS AS A SUSTAINABLE MANAGEMENT APPROACH	64
4.1 Introduction	67
4.2 Materials and methods	71
4.2.1 Methodology of the study.....	71
4.2.2 Materials	73
4.2.3 Methods	74
4.3 Results	81
4.3.1 Physical and chemical characteristics	81
4.3.2 Mineralogical composition	83
4.3.3 Mineral liberation and associations.....	85
4.3.4 Acid generation potential assessment.....	86
4.3.5 Desulphurization results	88
4.4 Discussion.....	91

4.4.1	AGP assessment of the desulphurized materials with mineralogy	91
4.4.2	Desulphurization efficiency discussion	93
4.4.3	Discussion of some economic issues related to the waste rock processing.....	96
4.5	Concluding remarks	98
CHAPITRE 5 EVALUATION GÉOCHIMIQUE DES MATÉRIAUX DÉSULFURÉS		105
5.1	Interprétation des essais cinétiques	105
5.1.1	Évolution des paramètres physicochimiques des lixiviats	105
5.1.2	Analyses chimiques des lixiviats	108
5.1.3	Calcul des temps d'épuisements et droites d'oxydo-neutralisation	110
5.2	Résultats de démantèlement	115
5.2.1	Analyses chimiques.....	115
5.2.2	Investigation minéralogique	116
5.3	Discussion environnementale des rejets désulfurés	121
CHAPITRE 6 DISCUSSION GÉNÉRALE : EFFICACITÉ DE LA DÉSULFURATION ..		123
6.1	Efficacité de la désulfuration dans le cadre de la gestion intégrée	123
6.1.1	Apport de la géométallurgie	123
6.1.2	Importance de la caractérisation minéralogique et la prédiction statique	124
6.1.3	Efficacité de la désulfuration	126
6.1.4	Conclusion de l'efficacité de la désulfuration	129
6.2	Approche proposée pour la gestion intégrée des stériles miniers.....	130
6.3	Considérations économiques	132
CHAPITRE 7 CONCLUSION (ET RECOMMANDATIONS)		136
7.1	Conclusions	136
7.2	Recommandations.....	139

BIBLIOGRAPHIE	142
ANNEXE	157

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 2.1 Réactions d'oxydation des minéraux sulfurés	21
Tableau 2.2 Tableau comparatif de la gestion conventionnelle et intégrée des stériles.....	36
Tableau 2.3 Contribution des différentes disciplines dans un modèle géométallurgique	45
Tableau 5.1 Calculs du temps d'épuisement (par an) des phases acidifiante et neutralisante des matériaux désulfurés	111
Tableau 5.2 Analyses chimiques et taux d'oxydation des sulfures pour les matériaux après démantèlement.....	115
Tableau 6.1 Calcul du temps de travail (heures) au laboratoire par procédé de séparation physique	133
Tableau 6.2 Calcul du temps de travail au laboratoire pour flottation	133
Tableau 6.3 Évaluation économique de la désulfuration par flottation pour les mines D, G, et M (tiré de Benzaazoua et al. (2000)).....	134

LISTE DES FIGURES

Figure 1.1 Concept de la gestion intégrée des rejets miniers inspiré de Charbonneau (2014)	3
Figure 1.2 Méthodologie globale suivi lors de la réalisation du projet de recherche.....	7
Figure 2.1 Étapes d'un cycle de développement minéral (AMQ, 2016)	10
Figure 2.2 Schéma d'une exploitation minière	13
Figure 2.3 Principe de fonctionnement de la méthode « GRADE Engineering » (CRC ORE, 2018)	15
Figure 2.4 Capacités de neutralisation (Blowes et al., 2003).....	22
Figure 2.5 Solubilité de quelques hydroxydes métalliques en fonction du pH (Cravotta III, 2008)	23
Figure 2.6 Représentations graphiques de l'interprétation des tests statiques en fonction du PNN et du RPR	26
Figure 2.7 Dispositifs expérimentaux des différents essais cinétiques avec leurs descriptifs (Bouzahzah et al., 2014b; Chopard, 2017; Cruz et al., 2001; Villeneuve, 2006).....	30
Figure 2.8 Concepts proposés pour la construction d'un modèle GeoEnv3D	34
Figure 2.9 Principe de désulfuration adapté de Bois et al. (2005)	35
Figure 2.10 Schéma proposé pour la gestion des stériles, méthode « <i>Environnemental GRADE ENGINEERING</i> »	38
Figure 2.11 Approches de la gestion des stériles	39
Figure 2.12 Développement durable en domaine minier	42
Figure 2.13 Structure du concept géométallurgique (modifié de Lamberg (2011))	47
Figure 3.1 Schéma du séparateur de Knelson (adapté de Fatahi and Farzanegan (2018)).....	56
Figure 3.2 Schéma de la table de Mozeley pour concentrer les sulfures denses	58
Figure 3.3 Principe de fonctionnement de la flottation (adapté de Wills and Finch (2016b))	60
Figure 3.4 Schéma du montage de l'essai en mini-cellule d'altération.....	62

Figure 5.1 Paramètres physicochimiques des lixiviats.....	107
Figure 5.2 Concentrations cumulées de SO_4^{-2} , Ca, Si, Mn, Mg et Al des échantillons de tête et des rejets désulfurés	109
Figure 5.3 Concentrations cumulées de Zn et Fe des échantillons de tête et des désulfurés	110
Figure 5.4 Droites d'oxydo-neutralisation (A, B, C, D, E, F) des échantillons AGR-HS, CGR-HS, CPO-HS, AGR-RG, CGR-RG et CPO-RG.....	113
Figure 5.5 Prolongation de la courbe d'oxydation neutralisation.....	114
Figure 5.6 Images du MEB (A*, B* et C*) montrant la précipitation des hydroxydes de fer sur la surface de la pyrite dans les échantillons de tête.....	117
Figure 5.7 Image du MO pour les échantillons de tête après essai cinétique en mini-cellules ...	118
Figure 5.8 Images du MO des matériaux désulfurés de la gravimétrie après essai cinétique en mini-cellules	119
Figure 5.9 Digramme ph-Eh des lixiviats des six échantillons montés en mini-cellules	121
Figure 5.10 Charges ponctuelles des éléments Fe et Zn des échantillons du tête et des matériaux désulfurés	122
Figure 6.1 Schéma de la nouvelle approche de la gestion intégrée des stériles en amont d'une exploitation minière	131
Figure 6.2 Synthèse de la récupération des métaux précieux après désulfuration.....	135

LISTE DES SIGLES ET ABRÉVIATIONS

ABA	Acid Base Accounting
AMP	Acidité Potentielle Maximale
AAS	Analytical atomic absorption spectroscopy
BDG	Base de données géologiques
CH	Cellules Humides
COG	Teneur de coupure (cutoff grade)
CMED	Commission mondiale sur l'environnement et le développement
CRC ORE	Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE)
DMA	Drainage Minier Acide
DPLS	Diameter of physical locking of sulfides
GMT	Géochimie, Minéralogique, Texture
HCl	Acide Chlorhydrique Concentré
IG	Information géologique
NNP	Potentiel neutre de neutralisation
PA	Potentiel acidifiant
PAG	Potentiel de génération d'acide
pH	Potentiel hydrogène
PN	Potentiel Neutralisant
QEMSCAN	Quantitative Evaluation of Minerals by Scanning electron microscopy
RPN	Rapport de potentiel neutralisant
VPN	Net Present Value

LISTE DES ANNEXES

ANNEXE A RÉSULTATS DE LA SÉPARATION PHYSIQUE	158
ANNEXE B CINÉTIQUE DE FLOTTATION	159
ANNEXE C CARACTÉRISATION GÉOCHIMIQUE.....	160

CHAPITRE 1 INTRODUCTION

1.1 Contexte de l'étude

Le secteur minier est l'un des piliers les plus importants de l'économie de plusieurs pays à travers le monde, notamment au Canada où il a constitué 3,6% du PIB en 2017 (RNCAN, 2019). Chaque projet minier commence par une phase de prospection, d'exploration et de définition des zones minéralisées, c'est ce qui constitue la première opération dans le cycle de vie global de la mine. Ensuite, les études de faisabilité technico-économique, d'impact environnemental et d'acceptabilité sociale doivent être réalisées afin de déterminer la rentabilité, la durabilité et la viabilité du projet minier en question. Actuellement au Canada, la composante environnementale doit être non uniquement prise en compte mais intégrée dans les projets miniers. Une autorisation environnementale est délivrée à la compagnie minière de la part du Ministère du Développement durable, de l'Environnement et de la Lutte contre les changements climatiques (MDDELCC) pour les projets de grande envergure. Cette autorisation est conditionnée par l'application des meilleures technologies et pratiques disponibles en matière de gestion environnementale. Avant le démarrage des travaux miniers, la mine doit avoir notamment des plans de suivi environnemental et de restauration approuvés par le Ministère des Ressources naturelles (MRN) (MDDELCC, 2016), plans qui se doivent être actualisés au fur et à mesure de la phase d'opération. Ainsi, après la phase d'aménagement et de construction des infrastructures minières sur le site, la mine commence sa phase de production.

De grandes quantités de stériles sont générées afin d'accéder au gisement dans les mines à ciel ouvert (travaux de décapage à ciel ouvert). Ces stériles, prouvés comme n'ayant pas de valeur économique, sont stockés dans des haldes en surface ou sous terre (mine souterraine) avec les précautions nécessaires pour gérer les éventuels lessivages contaminés qui peuvent s'en exfiltrer. Parfois, les stériles d'exploitation sont réutilisés dans les travaux miniers (exemple : chemins) s'ils sont démontrés comme inertes géochimiquement. Dans l'étape de valorisation du minerai, le minerai passe par une série d'opérations de fragmentation (concassage et broyage) et ensuite de concentration dans l'usine de traitement pour la séparation des minéraux et des métaux à valeur économique. Cette phase de traitement du minerai génère des résidus miniers qui sont dirigés vers un parc à résidus quand ils ne sont pas utilisés comme remblais miniers cimentés (Benzaazoua et

al., 2005). La dernière phase d'un cycle minier est la fermeture, qui consiste principalement au démantèlement de toutes les infrastructures, ainsi que la réhabilitation complète des aires modifiées (empreintes écologique) et la restauration des lieux d'entreposage.

Les stériles miniers d'exploitation, objet de ce mémoire, sont caractérisés par une granulométrie hétérogène (Amos et al., 2015; Bussiere, 2007). Ces stériles peuvent contenir des métaux sans valeurs ou de valeur résiduelle qui constitueront des contaminants potentiellement lessivables. Deux options sont offertes pour la gestion conventionnelle des stériles miniers : s'ils ne sont pas réutilisés en remblai rocheux sous terre (Benzaazoua et al., 2005), ils sont entreposés en surface sous forme de piles dites haldes. Ce mode d'entreposage à l'air libre, avec la présence des minéraux réactifs comme les sulfures de fer (pyrite, pyrrhotite et arsénopyrite principalement) entraînent, s'ils ne sont pas adéquatement gérés, un risque potentiel de pollution de l'eau avec des impacts environnementaux possibles sur la faune et la flore.

L'oxydation des sulfures en présence de l'eau et de l'oxygène génère le phénomène bien connu sous le terme : drainage minier acide (DMA). Ce drainage est caractérisé principalement par un pH faible en l'absence de minéraux neutralisants tels que les carbonates de calcium, ainsi que des concentrations importantes en sulfates et en contaminants. La caractérisation poussée (physique, chimique et minéralogique) et la prédiction géochimique des rejets miniers deviennent dans ce cas une priorité lors de toutes les étapes du cycle minier afin de bien gérer les rejets miniers en question et de réduire les coûts relatifs à la restauration minière (Brough et al., 2013).

L'approche « GRADE Engineering », développée par une compagnie australienne, permet la séparation des stériles du minerai par l'utilisation du maximum d'information sur le gisement (Walters, 2017). Ces informations sont recueillies à l'aides des forages et d'analyses avec des capteurs en ligne. Ce processus permet de préconcentrer le minerai et de maximiser la récupération de sa valeur, en se basant sur la définition d'une teneur de coupure en amont des exploitations minières. Cela a donc une incidence sur la composition chimique des stériles d'exploitation.

En ce sens, ce projet de maîtrise s'inscrit dans le cadre de la gestion intégrée des stériles miniers lors l'extraction des stériles miniers. La gestion intégrée des rejets miniers se résume dans le concept de « la gestion intégrée en amont afin de faciliter la restauration en aval » qui doit guider l'industrie minière vers des mines plus respectueuses de l'environnement (Benzaazoua, 2009). Ce concept prend en compte les opinions des citoyens, le cadre réglementaire, la faisabilité

technologique et économique des projets, ainsi que la sensibilité des milieux récepteurs (Figure 1.1) pour s'inscrire dans un développement durable (Charbonneau, 2014).

La gestion intégrée des stériles est l'approche proposée dans ce travail. Elle est basée sur l'installation d'un système de criblage en amont pour isoler la fraction fine problématique. Cette dernière sera retraitée par désulfuration environnementale (essais gravimétriques et flottation). Cette approche vise à intégrer plusieurs disciplines groupées dans la géométallurgie afin de gérer les rejets miniers durant le cycle de vie.



Figure 1.1 Concept de la gestion intégrée des rejets miniers inspiré de Charbonneau (2014)

1.2 Problématique de l'étude

Les exploitations minières à ciel ouvert génèrent des quantités importantes de stériles miniers entreposés en surface sous forme de haldes à stériles. Ces dernières constituent des ouvrages d'ingénierie et demandent une conception attentionnée. L'instabilité chimique (drainage minier neutre contaminé ou acide) constitue l'une des principales préoccupations environnementales en lien avec ces empilements de stériles miniers au niveau des haldes en surface. Ces stériles, qui se caractérisent par une grande perméabilité à l'eau et à l'oxygène, peuvent être générateurs de DMA (Amos et al., 2015; Aubertin et al., 2008; Brough et al., 2013; Jamieson et al., 2015; Paktunc and Davé, 2000; Stewart et al., 2006) ou de drainage neutre contaminé (Plante et al., 2014). Le DMA généré par les haldes à stériles est favorisé par : i) les caractéristiques physiques, à savoir l'aspect hétérogène et la taille des matériaux, ainsi que ii) la composition minéralogique, qui peut contenir

des minéraux sulfureux (Amos et al., 2015; Plante et al., 2012). Le contenu variable en sulfures et la granulométrie hétérogène, qui passe du μm au mètre, rendent les stériles potentiellement problématiques sur le plan géochimique engendré par l'oxydation des sulfures. La génération du DMA permet la libération d'acidité dans l'eau et, par la suite, occasionne l'augmentation des concentrations de métaux dans les effluents (Bussière et al., 2002).

D'autre part, de par leur conception, la réhabilitation des haldes à stériles est très complexe techniquement et onéreuse économiquement. Ainsi, de nouvelles façons pour la gestion des stériles, en disruption avec les techniques actuelles, devient un besoin pressant afin de prévenir leurs impacts potentiels sur l'environnement (Benzaazoua et al., 2008). L'optimisation de la gestion des stériles miniers constitue ainsi un défi important que doit relever l'industrie minière au cours de l'exploitation (Benzaazoua et al., 2008).

Afin de réduire l'effet de ces rejets sur l'environnement, il est primordial, en premier lieu, de proposer une classification lithologique précise des zones du gisement sans valeur mais à extraire. Ensuite, procéder à un tri des stériles lors de l'extraction minière, qui soit fondé sur les données géologiques et minéralogiques issus du gisement à exploiter. De cette manière, il sera possible de trier la portion inerte des stériles de la portion contaminée à gérer avec plus de précautions. En deuxième lieu, il est très judicieux de mettre en place un système de criblage des stériles problématiques une fois classifiés, suivi d'un retraitement de la fraction fine réactive par une désulfuration adaptée. La séparation des stériles peut se faire selon le degré de libération des sulfures (Elghali et al., 2018a; Elghali et al., 2019a). La séparation des stériles selon le diamètre physique d'encapsulation des sulfures (DPLS) est une des méthodes les plus efficaces d'élimination de la partie fine qualifiée comme génératrice des contaminants (Benzaazoua et al., 2018; Elghali et al., 2019a). Le système qui sera implanté en amont d'une exploitation minière permettra de séparer les stériles en fonction des analyses en possession (à bonifier dans certains cas) servant à délimiter stériles/minerai, et cela afin de mieux gérer les stériles miniers. C'est donc dans cette optique et en application à la mine d'or à ciel ouvert Canadian Malartic en Abitibi, QC, Canada, que ce projet de maîtrise s'est développé.

1.3 Objectifs de l'étude

L'objectif général de cette étude est de proposer une approche nouvelle de caractérisation, tri/retraitement et gestion environnementale des stériles miniers. Plus spécifiquement, il s'agit de :

- Désulfurer des stériles miniers par le retraitement de la fraction fine problématique ;
- Récupérer la valeur résiduelle en or et argent dans le concentré sulfureux après désulfuration ;
- Évaluer le comportement géochimique à long terme des rejets désulfurés en mini-cellule d'altération ;
- Proposer une approche intégrée de gestion des stériles miniers.

Cette étude est appliquée sur les stériles de la mine Canadian Malartic, mais elle vise l'ensemble des mines à ciel ouvert.

1.4 Hypothèses de l'étude

L'industrie minière cherche constamment des solutions innovantes afin d'améliorer la gestion environnementale des stériles miniers sur ses sites, afin de réduire les effets liés au drainage minier et faciliter la restauration des haldes à stériles. C'est dans ce cadre que les hypothèses suivantes ont été formulées :

- La caractérisation approfondie (notamment en terme de minéralogie) des stériles miniers permettrait de prédire le comportement géochimique des échantillons représentatifs de stériles extraits immédiatement après la phase de dynamitage;
- Le traitement à l'échelle du laboratoire de la fraction fine des stériles miniers par désulfuration permettant de produire de rejets désulfurés non générateurs de contaminants;
- Les investigations minéralogiques permettraient une meilleure interprétation des résultats de la désulfuration et pourront appuyer ceux des essais de prédiction statique et cinétique sur le rejets une fois désulfurés;
- La valeur résiduelle en or et argent récupérée dans les concentrés sulfureux par la désulfuration pourrait compenser une partie des coûts du retraitement de la fraction fine.

1.5 Méthodologie globale

Pour atteindre les objectifs spécifiques de ce travail, trois lithologies de stériles (grauwacke altéré (AGR), grauwacke carbonaté (CGR) et porphyre carbonaté (CPO)) issus d'une classification environnementale (par les soins de l'opérateur) provenant de la mine Canadian Malartic ont été utilisées afin de proposer une approche de gestion environnementale basée sur les analyses et les tests effectués en laboratoire.

La méthodologie suivie dans ce travail est ainsi basée sur six phases (Figure 1.2), à savoir :

- L'identification et l'échantillonnage des principales lithologies selon une classification faite par les géologues du site;
- La caractérisation physique, chimique et minéralogique de la fraction réactive des stériles (fraction fine en dessous du DPLS) pour une bonne compréhension géochimique des lithologies étudiées;
- La désulfuration des stériles miniers par le biais de deux procédés minéralurgiques: gravimétrique (comme procédé physique) et flottation (comme procédé physico-chimique);
- L'évaluation du potentiel de génération d'acide des stériles désulfurés par chacun des deux procédés et la sélection du procédé le plus efficace;
- L'évaluation du comportement géochimique par des essais cinétiques en mini-cellules d'altération;
- L'analyse des concentrés sulfureux récupérés de la phase de désulfuration pour l'or et l'argent. L'objectif est d'évaluer la valeur économique de ces métaux et la possibilité de couvrir une partie des coûts des opérations précédentes.

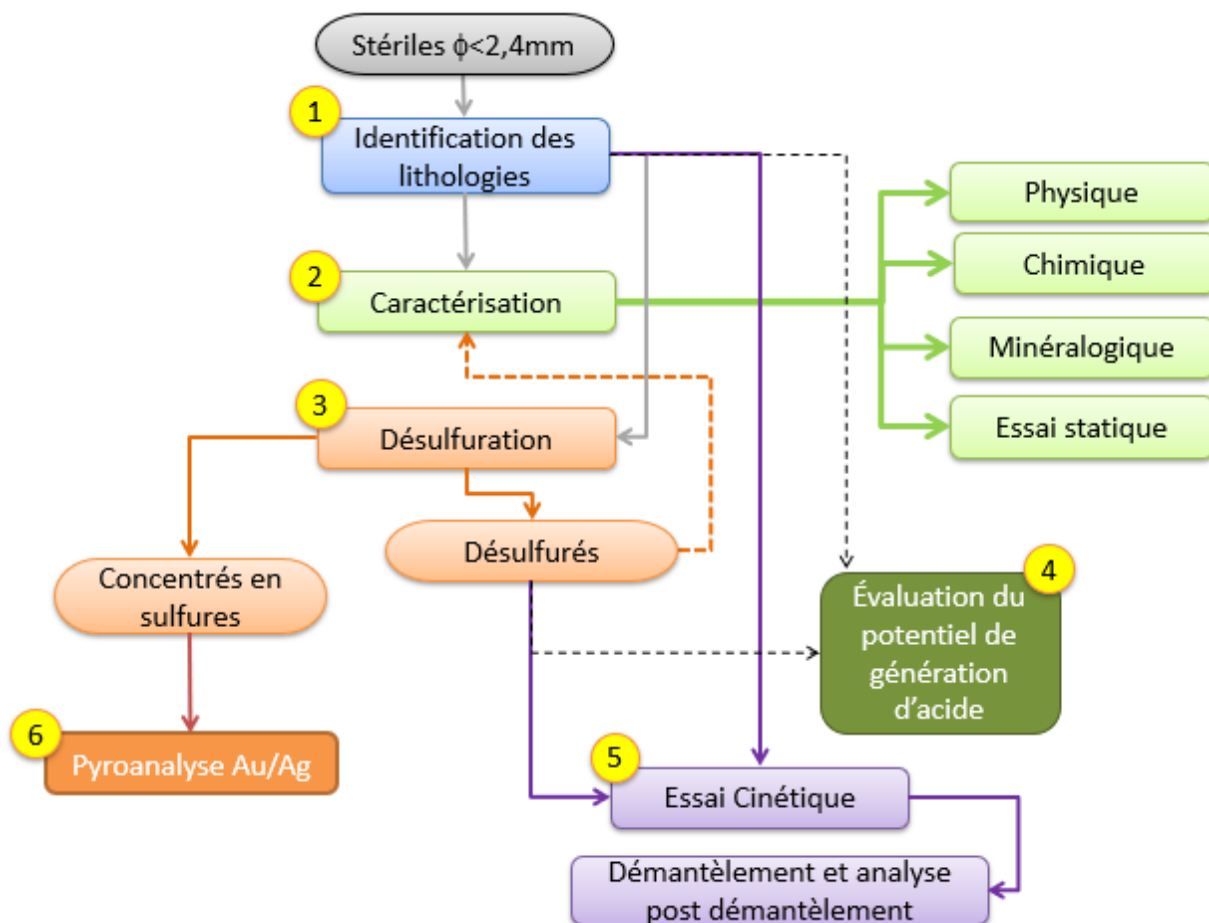


Figure 1.2 Méthodologie globale suivi lors de la réalisation du projet de recherche

1.6 Structure du mémoire

Ce mémoire est constitué de sept chapitres, dont la présente introduction. Cette dernière décrit brièvement le contexte de l'étude, la problématique traitée, les hypothèses et objectifs de recherche, ainsi que la méthodologie globale de ce travail.

Le deuxième chapitre est une revue de littérature sur le sujet et se termine avec les défis scientifiques relatifs au projet. Ce chapitre présente notamment les phases d'un cycle minier, les défis en termes de gestion des rejets miniers, le phénomène de drainage minier et les défis de gestion des rejets miniers, les méthodes de prédiction géochimique et le concept du développement durable dans le secteur minier.

Le troisième chapitre « matériel et méthodes » présente les matériaux de l'étude et toutes les méthodes utilisées dans ce travail. On y décrit les stériles miniers utilisés et les méthodes adoptées pour leur préparation et leur caractérisation physique (granulométrie, surface spécifique et densité relative), chimique (ICP-AES, XRF, et S/C) et minéralogique (DRX, QEMSCAN® et MO). Le chapitre présente aussi les essais statiques (tests ABA, NAG et pH de pâte) et cinétiques en mini-cellules d'altération utilisés pour l'évaluation environnementale des stériles avant et post-retraitement.

Le quatrième chapitre est présenté sous forme d'un article de revue scientifique. Il s'intitule « *Upstream environmental desulphurization and valorization of waste rocks as a sustainable management approach* ». Cet article a été soumis à la revue *Journal of Geochemical Exploration*.

Le cinquième chapitre présente les résultats des essais cinétiques en mini-cellules pour la prédiction du comportement géochimique de la fraction potentiellement réactive des stériles miniers avant et une fois désulfurés.

Le sixième chapitre comporte une discussion générale de l'ensemble des résultats obtenus. Il traite de l'apport de la géométallurgie pour la gestion des stériles, l'efficacité des techniques de désulfuration, le rôle de la caractérisation minéralogique dans le processus du retraitement et l'importance de la prédiction géochimique. Le chapitre comporte également une section relative aux considérations économiques qui ont été faites à un stade sommaire et préliminaire.

Le septième chapitre présente les conclusions de cette étude et ainsi que les recommandations et les perspectives qui ont été ouvertes avec le travail.

CHAPITRE 2 REVUE DE LITTÉRATURE

La gestion des stériles miniers dans un contexte d'exploitation minière représente une source de grands problèmes pour l'industrie minière, en raison de l'instabilité chimique de ces matériaux. La gestion intégrée de ces stériles est devenue une nécessité afin de réduire les effets environnementaux, de récupérer les parties résiduelles et de maximiser les possibilités de valorisation.

Ce chapitre contient principalement la présentation du cycle minier, du phénomène du drainage minier acide, de sa prédiction et de l'apport de la géométallurgie à la modélisation géoenvironnementale. Les phases du cycle minier seront expliquées dans la première partie, de l'exploration jusqu'à la fermeture des sites miniers. En deuxième lieu, l'oxydation des minéraux sulfureux et les réactions de neutralisation seront également expliquées. Les méthodes de prédiction de drainage minier acide viendront en troisième partie, à savoir les essais statiques en plus des essais cinétiques. Le concept et la gestion des rejets miniers ainsi que le tri des stériles seront présentés en quatrième partie. Finalement, en se basant sur des études antérieures, une définition qui expliquera clairement le rôle de la géométallurgie dans l'industrie minière et l'intégration du développement durable dans le contexte minier sera incluse dans ce chapitre.

2.1 Différentes étapes d'un cycle minier

La mise en place d'un projet minier passe par un processus qui peut aller de dix à quinze ans. L'exploitation d'une mine s'aligne sur une série de phases à franchir, de la découverte à la fermeture de la mine. Un cycle de développement minéral passe par six phases essentielles à savoir : la prospection, l'exploration, la mise en valeur, l'aménagement et la production, la fermeture, la restauration et le suivi environnemental (Figure 2.1).

Le cycle minier regroupe quatre phases essentielles à savoir :

- Prospection et exploration pour l'identification des sites exploitables et étude de faisabilité du point de vue technique, financier et environnemental (+ 5ans) ;
- Aménagement et construction des infrastructures minières (exemple : usines, bureaux, puits, descenderie) incluant la préparation et le développement de la mine (5 à 10 ans) ;

- Exploitation minière (extraction du minerai et traitement) ;
- Fermeture lors de l'épuisement du minerai ou de la chute des prix des métaux et la restauration suivant des scénarios respectant l'environnement.



Figure 2.1 Étapes d'un cycle de développement minéral (AMQ, 2016)

2.1.1 Géologie et exploration minière

L'étape de l'exploration est caractérisée par la cartographie géologique de la zone d'étude. Le coût engendré par l'exploration et la construction des infrastructures peut aller jusqu'à 10 % du coût total du projet (Nobert, 2014). Une telle exploration ne peut pas se faire sans avoir un titre d'exploration permettant de donner à son titulaire de rechercher toutes les matières minérales existantes. Cette phase permet d'évaluer la ressource découverte par la compagnie minière, par la suite une campagne de forage sera mise en place pour mieux définir le gisement en question.

L'évaluation de la ressource doit être couplée avec les paramètres économiques pour avoir une idée à propos de :

- La disponibilité du minerai en quantité suffisante liée aux travaux de la géologie ;
- La rentabilité du projet minier suivant une méthode d'exploitation.

Selon ces deux points, la compagnie minière peut investir dans la phase du développement ou elle sous-traite son projet pour une autre entreprise minière.

L'approche métallurgique traditionnelle relative à la définition du gisement lors des travaux d'exploration se base sur l'évaluation d'un certain nombre d'échantillons jugés représentatifs du minerai. La raison commune à cette approche qu'elle est liée au nombre insuffisant d'échantillons et à des essais potentiellement inappropriés (Dominy et al., 2018), et généralement elle ne tient pas en compte, la variabilité du gisement. La géométallurgie classique est une collaboration entre la géologie et la minéralogie permettant de comprendre la structure et les caractéristiques géométriques du gisement. L'arrivée de la géométallurgie moderne qui se base sur la caractérisation environnementale et les modèles géoenvironnementaux, permet de fonder de bonne stratégie pour l'exploitation du minerai et la gestion des rejets générés en surface ou sous terre. Ce concept de la géométallurgie sera traité en détail plus loin dans ce rapport.

2.1.2 Exploitation minière

L'extraction et l'exploitation d'un corps minéralisé se font souvent par deux manières distinctes à savoir : une extraction à ciel ouvert et une autre souterraine (Figure 2.2). La profondeur du corps exploité, la trace marquée à la fin de l'exploitation et le coût à investir sont les facteurs qui contrôlent le choix du type de la mine à mettre en place :

- La profondeur du corps exploité : une mine à ciel ouvert est recommandée pour les gisements les plus près de la surface topographique ;
- La trace marquée à la fin de l'exploitation : l'objet réside dans la minimisation de l'impact environnemental qui sera produit lors de l'exploitation. La présence d'une réserve faunique importante exige l'implantation d'une mine souterraine ;
- Le coût à investir : la disponibilité d'un grand tonnage du mort terrain lors de l'opération de décapage demande des coûts importants, c'est pour cela qu'une mine souterraine est privilégiée.

2.1.2.1 Mine à ciel ouvert

Une exploitation minière à ciel ouvert est connue par une fosse en format d'un cratère avec des gradins ayant des banquettes de longueurs variables (de 2 à 15 mètres selon la stabilité

géotechnique des stériles). Ces derniers seront dynamités après avoir réalisé des forages pour extraire le minerai qui sera par la suite chargé vers un concentrateur via des moyens de transport adapté. Une mine à ciel ouvert mobilise des moyens humains et matériels, car on peut y trouver une machinerie polyvalente et des spécialistes de différents domaines relatifs à l'environnement minier.

2.1.2.2 Mine souterraine

Une exploitation minière souterraine est un réseau (galeries, les chambres, les rampes, les puits,...) creusé horizontalement et autres verticalement afin de faciliter l'accès au gisement minier. Après la phase d'extraction, le minerai est acheminé vers la surface via un puits et par la suite vers le concentrateur pour des fins de traitement. Au niveau d'une mine souterraine, on trouve des ouvrages d'accès et d'autres d'aération :

- Descenderie d'accès : les niveaux d'exploitation sont connectés via un large tunnel en spirale permettant un accès rapide des véhicules aux galeries et pour évacuer le personnel en cas de crise ou de dysfonctionnement de puits d'extraction ;
- Galeries : sont de longs ouvrages (tunnels) creusés dans le stérile pour accéder au minerai ; elles sont caractérisées par différentes sections selon la dureté de la roche (en forme de voûte ou rectangulaire) ;
- Puits d'accès (d'extraction) : c'est un ouvrage qui permet de descendre les équipements miniers, le transport du personnel et la remontée du minerai à la surface ;
- Puits d'aération : il permet plutôt l'aération, la ventilation et le contrôle de la température et la qualité de l'air en sous-sol.

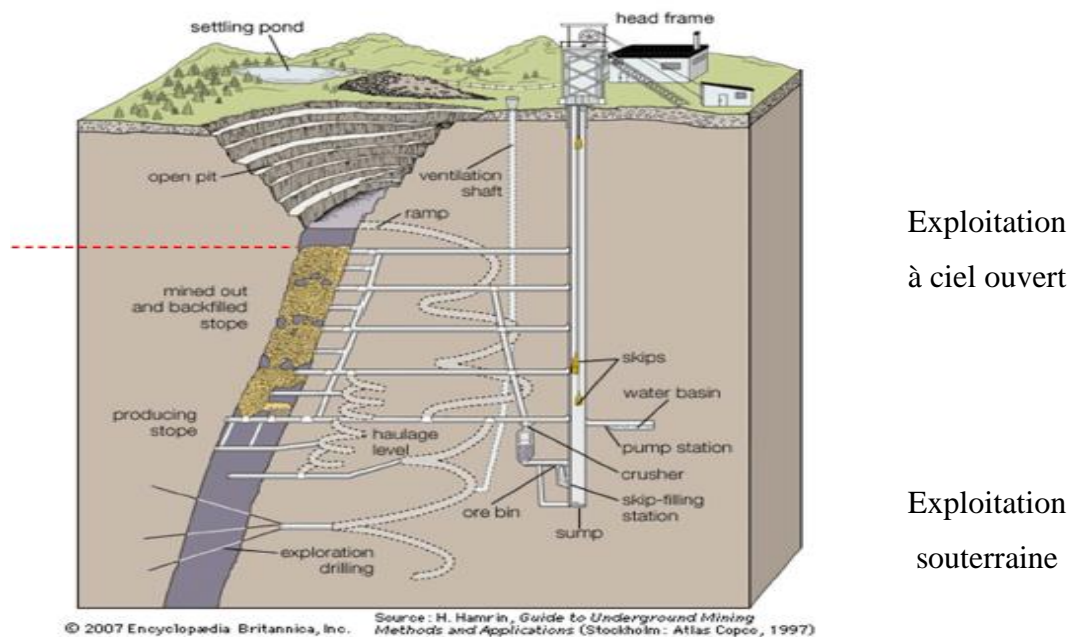


Figure 2.2 Schéma d'une exploitation minière

2.1.2.3 Méthodes d'extraction intelligente

La méthode d'extraction ou de minage du minerai dans une mine est souvent guidée par l'exploitation des données des forages pour délimiter les zones riches du gisement minéralisées. Cette action permet de générer de grandes quantités de stériles surtout dans le cas des mines à ciel ouvert où l'extraction suit une conception en spirale du haut du gisement vers sa base, alors que cette quantité est limitée dans le cas du creusement des galeries dans les mines souterraines.

Dans la majorité des cas, l'exploitation du minerai et l'extraction des stériles se font à l'aide de méthodes identiques utilisant les mêmes quantités d'explosifs (schéma de tir qui engendre des particules fines). La fragmentation du minerai en vue de son traitement est souvent débutée à cette étape. Cependant, ces méthodes d'extraction doivent prendre en compte la grande différence dictée par le caractère textural de la masse rocheuse générant des quantités variables en particules fines et grossières. L'adoption d'une méthode d'extraction « intelligente », personnalisée et spécifique selon la nature de la roche et selon que celle-ci représente du minerai ou du stérile permet de minimiser l'énergie déployée et de réduire la quantité des éléments fins dans les stériles qui sont la source d'un drainage minier acide. La présence de sulfures dans les stériles sous forme

d'éléments fins et en grande quantité, d'une part, et la présence de l'eau et de l'oxygène, d'autre part, peut accentuer la qualité de la génération d'acide dans les haldes à stériles. Le concept de génération d'acide sera abordé plus loin dans ce chapitre (section 2.2).

2.1.2.4 Approche d'ingénierie de la teneur de coupure « *GRADE Engineering* »

« *GRADE Engineering*® » est une approche développée par la compagnie australienne « *Whittle Consulting* » et la coopérative « *Research Centre for Optimising Resource Extraction (CRC ORE)* ». Elle vise à extraire le minerai de manière plus efficace par la définition d'une teneur de coupure avant qu'il ne soit dirigé vers la phase de concassage (CRC ORE, 2018). La diminution du coût de traitement et l'augmentation de la durée de vie d'une mine sont liées principalement aux techniques de préconcentration avant le traitement (CRC ORE, 2018). Cette technique est considérée comme essentielle, car elle vient pour remédier aux problèmes relatifs à la baisse de productivité et d'investissement. La croissance d'investissement lors de la période de crise a donné suite à une augmentation du rendement et au développement de ressources de moindre qualité. Les gisements de faibles teneurs de minéralisation entraînent une faible productivité à cause du coût élevé d'énergie consommée et du capital de traitement.

Par ailleurs, « *GRADE Engineering*® » est une approche intégrée de séparation du minerai de la partie non rentable par l'utilisation de certains équipements (*p. ex.* capteurs et analyseurs). Une comparaison de la faible valeur des rejets solides dans le flux des opérations de la méthode actuelle par rapport aux plans de mines existants permet de voir l'importance de l'approche à long terme. Les résultats de l'application de cette approche pour les gisements à basse teneur démontrent que le potentiel de la génération d'une valeur économique significative peut inverser la tendance de la baisse de la production (Espejel, 2017; Redwood and Scott, 2016; Walters, 2017).

La teneur de coupure « *COG* » permet à la compagnie minière de fixer le degré de séparation du minerai et du stérile avant d'enchaîner l'opération de concassage à la base d'une maille de récupération du minerai bien déterminée. Dans le cas où la mine donne ses directives pour avoir un minerai au-dessus du COG, l'opération de concassage permet d'avoir un stérile avec de faibles quantités du minerai et un minerai avec moins de stériles à la base d'une maille de concassage de diamètre plus grand par rapport à la « *COG* » déjà déclarée (Figure 2.3).

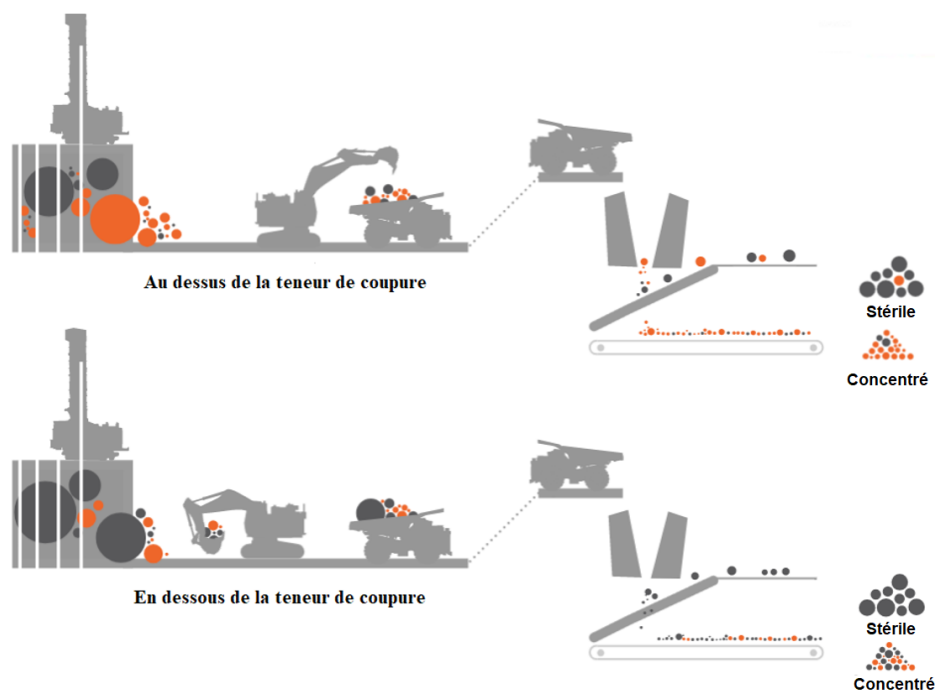


Figure 2.3 Principe de fonctionnement de la méthode « *GRADE Engineering* » (CRC ORE, 2018)

Les dispositifs installés pour concrétiser le concept de « *GRADE Engineering* » peuvent aussi contrôler les tonnages récupérés selon la teneur de coupure. La méthode « *GRADE Engineering* » ne permet pas la création d'un nouveau minerai, mais les résultats de ce concept améliorent la conversion des ressources minérales en séparant les parties rentables économiquement des autres rejets qualifiés stériles (CRC ORE, 2018).

2.1.3 Traitement des minerais

Le traitement des minerais se fait dans une usine de concentration appelée aussi concentrateur. Ce dernier a des caractéristiques spéciales selon le type du minerai exploité et du procédé chimique utilisé pour raffinage (Nobert, 2014). L'objectif de la concentration du minerai est de transformer tout-venant vers un minerai marchand ou vendable. Dans le cas d'une exploitation minière à base d'or, le minerai est extrait puis acheminé, via le moyen de transport adapté, vers un concentrateur après avoir être concassé. Le minerai est ensuite envoyé vers un broyeur : un moulin avec des boules en acier (charge broyeur). L'objectif de cette opération est d'atteindre la maille de libération. Une fois cette procédure est finie, la poudre minérale est envoyée vers un système de

séparation physique (gravité, flottation) et autre chimique (lixiviation au cyanure et à l'acide sulfurique) pour séparer la substance recherchée des rejets. :

- La séparation physique se base sur la différence des propriétés physiques à savoir la densité des minéraux et la taille des particules ;
- La séparation chimique est faite par la lixiviation d'un ou plusieurs minéraux afin de récupérer la matière résiduelle (Or, Argent,).

2.1.4 Gestion conventionnelle des rejets miniers

Les rejets miniers sont considérés comme problématiques lorsqu'ils sont réactifs. En effet l'oxydation des sulfures produit du DMA qui menace l'environnement minier et constitue une source de pollution importante pour les eaux. La mine dépose ces résidus dans de grands parcs à résidus avec de hautes digues (Benzaazoua, 2006) ayant des instabilités géotechniques. La mise en place d'un design des digues non sécuritaire peut causer des ruptures produisant d'énormes dégâts humains et matériels (Bowker and Chambers, 2015).

Afin de prévenir le DMA, la mine dépose ces résidus dans des parcs à résidus pour un traitement ultérieur selon le scénario de restauration retenu. Les compagnies minières dépensent plus de frais pour le post-traitement des rejets (désulfuration) afin d'avoir des matériaux en place à des fins de restauration lors de la fermeture des sites. Notons aussi que dans le cas des mines souterraines, l'épuisement du gisement est impossible à cause des piliers laissés pour des raisons de sécurité et de stabilité de la mine après la fermeture. Ces piliers, contenant du minerai sulfureux, peuvent subir une oxydation et sont considérés, de ce fait, comme une source importante du DMA.

2.1.4.1 Gestion des stériles miniers

Les stériles miniers déposés en empilement rocheux, appelés haldes à stériles ou terril, sont caractérisés par une granulométrie hétérogène et un indice de vide élevé. Les haldes ont de grandes dimensions qui peuvent atteindre des centaines de mètres au-dessus de la surface. La manière de dépôt des stériles en haldes génère une ségrégation des matériaux fins et autres grossiers.

Vue l'hétérogénéité qui complique le comportement hydraulique et géochimique de l'ouvrage, le principal défi de ces empilements est l'instabilité physique (géotechnique) et chimique (DMA) (Aubertin et al., 2002). De plus, la configuration géométrique, la topographie du site, les propriétés

des matériaux de fondation, la méthode de construction, les conditions climatiques, hydrologiques et géotechniques affectent la stabilité physique des haldes. L'analyse de la stabilité géotechnique d'un ouvrage doit prendre en compte tous ces facteurs pour la sélection du design et la détermination des risques probables associés à la liquéfaction des matériaux à cause des pressions interstitielles par conséquent la résistance au cisaillement des matériaux (Aubertin et al., 2002).

Concernant la stabilité chimique des haldes, les stériles contenant des minéraux sulfureux sont potentiellement générateurs d'acide (e.g., Elghali et al., 2018a; Jamieson et al., 2015; Lawrence and Scheske, 1997). Des taux de réactions élevés dans les empilements sont observés et expliqués par la porosité élevée des matériaux de la halde ; ces taux sont, en effet, supérieurs à ceux observés dans les parcs à résidus en raison du transport d'oxygène par advection et par diffusion. Ces deux modes de transport d'oxygène sont, en effet, plus importants dans les haldes que dans les parcs à résidus (e.g., Amos et al., 2015; Aubertin et al., 2002).

2.1.4.2 Gestion des résidus miniers

Les rejets miniers issus de concentrateurs appelés résidus sont transportés par des pipelines vers les parcs à résidus sous forme de pulpe de densité allant de 25 % jusqu'à 45 % (Bussiere, 2007). L'instabilité physique de ces ouvrages (ceinturés par des digues) ainsi que leur instabilité chimique sont les principaux problèmes environnementaux liés à ce type de rejets. La stabilité des parcs à résidus est affectée par plusieurs facteurs qui peuvent être regroupés en deux catégories à savoir la stabilité chimique et celle physique.

Le problème d'instabilité physique est lié à la nature des matériaux caractérisés par un état saturé, une lente consolidation relative au mode de dépôt et une faible conductivité hydraulique (Aubertin et al., 2002). L'instabilité chimique des rejets miniers exposés à l'air dans les parcs à résidus est une préoccupation environnementale principale de l'industrie minière. Cette instabilité est un facteur primordial qui sera détaillé plus bas (voir section 2.2). Elle va intervenir surtout lorsque les rejets sont entreposés en surface.

Les principaux facteurs qui influencent l'instabilité physique des résidus sont la submersion des crêtes des digues par les crues des eaux excessives, l'érosion régressive des matériaux au niveau de la digue, le glissement des zones instables, la probabilité de rupture des digues résultante de la liquéfaction des matériaux de la digue et autres de la fondation. Dans ce contexte, le facteur de

sécurité varie selon plusieurs paramètres : le mode de la rupture, la probabilité de reproduction de l'évènement et le design de l'ouvrage (Aubertin et al., 2002).

Ainsi, les résidus miniers doivent être gérés le plus efficacement possible en privilégiant leur réutilisation dans le cadre d'une gestion intégrée incluant le remblayage sous terre (Benzaazoua et al., 2005) et la désulfuration environnementale (Benzaazoua et al., 2000; Bois et al., 2004; Bois et al., 2005; Broadhurst et al., 2015) en vue d'utiliser les rejets désulfurés comme matériaux utilisables en restauration (Demers et al., 2008; Demers et al., 2010). La réhabilitation peut être entreprise durant la phase d'opération de la mine (réhabilitation progressive (Cowan and Robertson, 1999)) ou le plus souvent à la fin des opérations (Demers et al., 2010; Knidiri et al., 2015).

2.1.5 Fermeture de la mine et réhabilitation du site minier

La responsabilité environnementale d'une mine ne finit donc pas lors de l'épuisement des ressources minérales dans le site, mais elle continue jusqu'à la remise en état satisfaisante. La restauration est une phase du cycle minier dont le but est la remise du site minier à un état satisfaisant (MERN, 2016). La remise en état d'un site minier consiste à mettre en place un scénario permettant de limiter la lixiviation des éléments toxiques (As, Pb, ...) et des eaux contaminées potentiellement générées par les rejets miniers (Résidus, stériles, boues, ...).

La restauration du site minier est une phase pendant laquelle le scénario de restauration retenu (exemple utilisation d'une couverture monocouche ou multicouche à effet de barrière capillaire CEBC (Bussière et al., 2001), recouvrement en eau (Awoh et al., 2014; Demers et al., 2008; Demers et al., 2010; Samad and Yanful, 2005) et nappe phréatique surélevée (Ethier, 2018; Pabst, 2011)) est appliqué afin de remettre le site en état respectant les normes et les exigences environnementales. Notons aussi que les surfaces accumulant les rejets miniers lors de la fin d'exploitation doivent être restaurées et les effluents qui en découlent respectent les règlements applicables à l'échelle provinciale que fédérale à court et à long terme (Exemple Directive 019 pour la province du Québec). À noter que cette phase peut commencer avant la fermeture du site, c'est-à-dire pendant les premières années d'exploitation. En effet, la restauration minière est actuellement intégrée dans le plan de planification avant le début de la phase d'exploitation. Elle

est aussi une étape de réflexion prise en compte par le service d'environnement d'une compagnie pour voir la faisabilité technique d'un tel design envers le coût de mise en place.

La fermeture consiste aussi au démantèlement des ouvrages installés lors de la phase de construction et d'aménagement en plus de la restauration des aires de dépôts des rejets miniers. Dans ce contexte, il est recommandé aux compagnies minières de mettre en place des méthodes de contrôle très efficace à long terme (Pétel, 2017).

2.2 Défis environnementaux de l'industrie minière

L'oxydation des sulfures dans les rejets miniers entraîne un drainage minier (Amos et al., 2015; Benzaazoua et al., 2004; Bussière et al., 2002) et une responsabilité financière pour la compagnie minière lors de la phase de restauration. Ainsi, la présence de la composante fine dans des rejets solides, des sulfures et d'un facteur important de perméabilité de l'eau et du gaz fait des haldes un réacteur de génération d'acide (Benzaazoua, 2006). La composante environnementale devient actuellement une priorité primordiale dans la phase d'étude de faisabilité économique de tout projet minier (Benzaazoua et al., 2004), surtout dans le cas des gisements sulfureux (résidus générateurs du DMA) et/ou l'encaissant sulfureux (stériles générateurs du DMA).

La gestion des rejets solides nécessite une compréhension approfondie des processus physiques, chimiques et géochimiques (Amos et al., 2015). La caractérisation de ces rejets solides sera difficile et coûteuse, car ils sont connus par leur hétérogénéité granulométrique et des teneurs variables en minéraux sulfureux. Une stratégie de sélection des lithologies et un protocole d'échantillonnage appropriés permettent de limiter le nombre d'échantillons analysés au laboratoire à petite échelle.

2.2.1 Génération du drainage minier

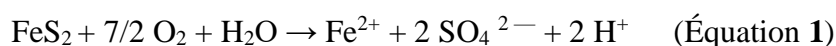
Le drainage minier acide (DMA) est le résultat de la circulation des eaux à travers les rejets miniers sulfureux (souvent la pyrite et la pyrrhotite) en présence de l'eau et de l'oxygène et la présence possible des bactéries accélérant les réactions d'oxydation (Benzaazoua et al., 2004; Chopard,

2017). Le drainage minier acide est caractérisé principalement par des pH faibles et des concentrations élevées en métaux lourds et en sulfates (Nordstrom, 2000).

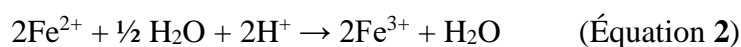
2.2.2 Réactions d'oxydation des sulfures

Le sulfure le plus fréquent dans les rejets miniers est la pyrite FeS_2 (Bouzahzah et al., 2014b; Chopard, 2017; Cruz et al., 2001; Villeneuve, 2006). Celle-ci s'oxyde au contact de l'air et l'eau selon les réactions simplifiées décrites (Aubertin et al., 2002) par les équations 1, 2 et 3.

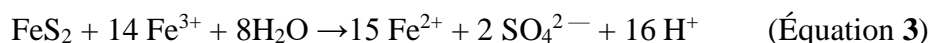
- Oxydation directe (en présence l'oxygène Eq1) :



- Oxydation du FeII en FeIII Eq2 :



- Oxydation indirecte (en absence l'oxygène Eq3) :



Les principaux facteurs qui influencent la réactivité des minéraux sulfureux sont :

- La **composition minéralogique** qui permet de classer les sulfures selon la réactivité décroissante comme suit : pyrrhotite > galène = sphalérite > pyrite = arsénopyrite > chalcoppyrite > magnétite (Jambor and Blowes, 1994).
- La **surface des grains et la granulométrie** : le taux d'oxydation des sulfures est proportionnel à la surface des grains disponible à la réaction (Nicholson, 1994).
- Les **réactions galvaniques** consistent en un contact physique entre deux minéraux sulfureux dans un milieu caractérisé par un transfert facile des charges électriques (Perkins et al., 1995).
- L'**oxygénation** : plus la quantité de l'oxygène est élevée, plus l'oxydation se produira rapidement (Nicholson et al., 1988).
- Le **pH** : est lié globalement à l'effet de l'oxygénation (Belzile et al., 2004; Nicholson, 1994).

- La **température** : la présence des sulfures dans des milieux chauds accélère les réactions d'oxydation (Elberling, 2005).
- La **présence des bactéries** : favorise la génération d'acide lors du processus d'oxydation des sulfures en jouant un rôle de catalyseur (Nordstrom, 2000).
- La **préoxydation** : le principe du noyau actif (Mayer et al., 2002) peut modifier le taux de réaction du matériau. L'oxydation de la surface d'un grain réactif entraîne la perte d'une quantité de matériau et diminue le diamètre du grain.
- L'effet du **degré de saturation** : permet de distinguer trois comportements : a) $Sr < 20\%$, le taux de consommation de l'oxygène est faible et il croît avec l'ajout de l'eau ; b) $20\% \leq Sr \leq 80\%$, la réactivité est constante ; c) $Sr > 80\%$ la consommation commence à diminuer, mais il reste non nul (Gosselin et al., 2007).
- Le **taux d'exposition** : est un paramètre textural intrinsèque qui dépend de la taille du minéral et celle des particules. Le diamètre d'encapsulation physique des sulfures définit deux fractions (-DPLS) comme fraction fine problématique et une autre +DPLS étant une fraction grossière ayant une réactivité négligeable (Elghali et al., 2018b).
- Les **sulfures et les sulfosels** ont des réactivités différentes. Les sulfures en contact de l'eau s'oxydent alors que les sulfosels se dissolvent, car ils se comportent comme des sels et ils contiennent du soufre (Chopard, 2017).

Les autres minéraux sulfureux les plus abondants sont la chalcoppyrite, la pyrrhotite qui peuvent exister dans les rejets miniers avec des quantités faibles (Tableau 2.1) (Bouzahzah, 2013a; Plante et al., 2015).

Tableau 2.1 Réactions d'oxydation des minéraux sulfurés

Minéral	Réaction	Moles de H^+
Oxydation par oxygène et hydrolyse de Fe^{3+}		
Pyrite	$FeS_2 + 3.75O_2 + 3.5H_2O \rightarrow Fe(OH)_3 + 2SO_4^{2-} + 4H^+$	4
Chalcoppyrite	$CuFeS_2 + 4O_2 + 3H_2O \rightarrow Cu^{2+} + Fe(OH)_3 + 2SO_4^{2-} + 2H^+$	2
Pyrrhotite	$Fe_{0.9}S + 2.157O_2 + 2.35H_2O \rightarrow 0.9Fe(OH)_3 + SO_4^{2-} + 2H^+$	2
Oxydation par le fer ferrique		
Pyrite	$FeS_2 + 14Fe^{3+} + 8H_2O \rightarrow 15Fe^{2+} + 2SO_4^{2-} + 16H^+$	16
Chalcoppyrite	$CuFeS_2 + 16Fe^{3+} + 8H_2O \rightarrow Cu^{2+} + 17Fe^{2+} + 2SO_4^{2-} + 16H^+$	16
Pyrrhotite	$Fe_{0.9}S + 7.8Fe^{3+} + 4H_2O \rightarrow 8.7Fe^{2+} + SO_4^{2-} + 8H^+$	8

2.2.3 Réaction des minéraux neutralisants

En plus des sulfures, les rejets miniers contiennent des quantités variables de carbonates, de silicates et d'oxydes et hydroxydes. Ces minéraux jouent un rôle très important dans la neutralisation de l'acidité générée par les sulfures. Toutefois, leur pouvoir de neutralisation varie selon leurs réactivités respectives. Ainsi, les carbonates sont les principaux neutralisants grâce à leurs réactivités élevées par rapport aux autres minéraux. Parmi les carbonates, on peut citer, plus particulièrement, pour le cas des carbonates de calcium et de magnésium : la calcite (CaCO_3), la magnésite (MgCO_3), la dolomite ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$) et l'ankérite ($\text{Ca}(\text{Fe,Mg,Mn})(\text{CO}_3)_2$) (Plante et al., 2012). L'acidité produite par les réactions d'oxydation des sulfures est neutralisée par l'effet de carbonates (et silicate) permettant de maintenir le milieu de la solution avec un pH proche de la neutralité.

Les carbonates sont classés suivant un ordre décroissant selon leurs taux de réactivité comme suit : calcite > dolomite > magnésite > ankérite > sidérite (Figure 2.4). La calcite possède le meilleur pouvoir neutralisant grâce à sa cinétique de réaction rapide. Elle permet, ainsi, de maintenir le pH du milieu neutre (6,5 et 7,5) (Bouzahzah et al., 2013). Les taux de neutralisation et de dissolution des minéraux neutralisants dépendent d'un certain nombre de paramètres tels que le pH, la quantité de CO_2 dissous, la température et la composition de ces minéraux ainsi que leurs textures (le degré d'exposition).

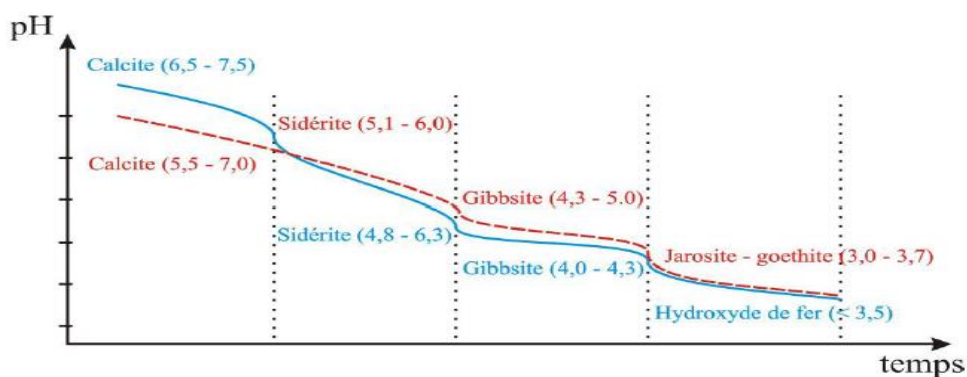


Figure 2.4 Capacités de neutralisation (Blowes et al., 2003)

2.2.4 Réaction de précipitation des phases secondaires

La solubilité des métaux à des pH près de 7 est majoritairement faible par rapport à la solubilité des principaux hydroxydes des métaux (Figure 2.5). La dissolution des oxydes de fer est contrôlée par plusieurs facteurs qui sont : la température, la surface spécifique, et les propriétés de la phase liquide à savoir pH, Eh, acidité... etc. Cette dissolution est largement influencée par le pH, alors que le minimum de solubilité est noté entre un pH de 7 et 8. La solubilité des oxydes de fer et des hydroxydes métalliques est maximale à des pH acide et basique, et faible dans des pH basiques (Cravotta III, 2008). La zone de solubilité maximale diffère d'un métal à un autre.

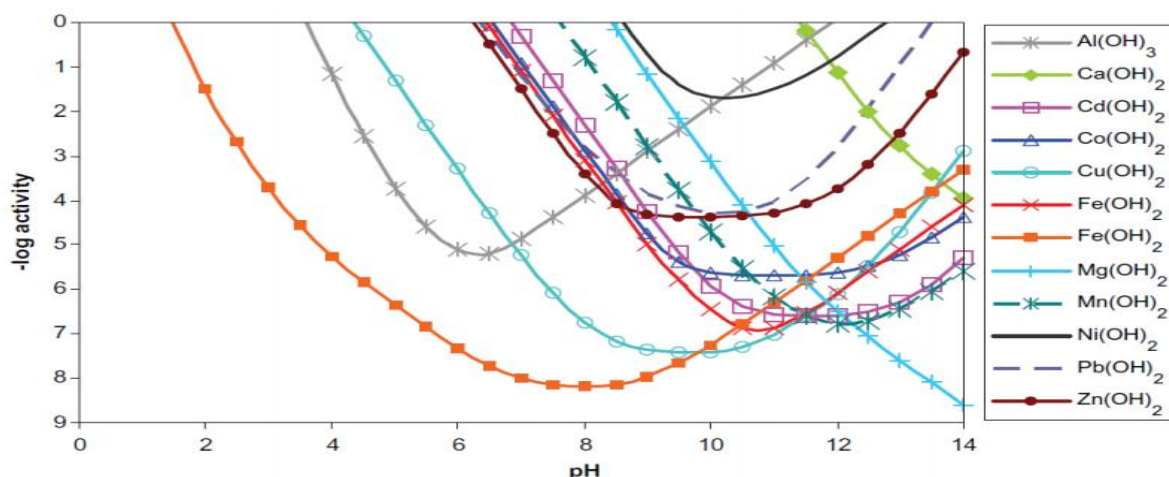


Figure 2.5 Solubilité de quelques hydroxydes métalliques en fonction du pH (Cravotta III, 2008)

2.3 Prédiction du comportement géochimique des rejets

La prédiction du drainage minier devient une nécessité pour répondre aux exigences environnementales. Elle consiste généralement à évaluer le potentiel de la génération d'acide des rejets miniers (dans les haldes et les parcs à résidus) en lien avec les conditions environnementales et les teneurs des métaux en solution.

2.3.1 Essais statiques ABA

2.3.1.1 Analyse soufre carbone et calcul du NP carbonate

L'analyse soufre/carbone permet d'estimer le contenu des échantillons en minéraux sulfureux (% en soufre) et en carbonates (% en carbone) afin d'avoir une première estimation du potentiel de génération d'acide (Plante et al., 2015). Il est recommandé d'utiliser le four à induction grâce à sa grande précision pour évaluer le potentiel de génération d'acide.

La méthode la plus courante pour la détermination du potentiel neutralisant PN est celle appelée Pouvoir Neutralisant des Carbonates ou PNC (Bouzahzah, 2013a; Frostad et al., 2003). Cette méthode est basée sur la teneur du carbone inorganique de l'échantillon déterminée par une analyse chimique (four de combustion). L'inconvénient de cette méthode est la surestimation du PN, car elle ne considère pas l'apport des silicates comme étant des neutralisants in situ (Miller et al., 2010; Plante et al., 2011). Une surestimation peut être due à la présence significative du fer et/ou Mn dans les carbonates tels que l'ankérite et la sidérite ou bien de la présence du carbone autres que carbonates (graphite souvent dans les gisements sédimentaires, charbon, ou encore carbone organique) (Bouzahzah et al., 2014b; Plante et al., 2012).

2.3.1.2 Sobek modifié et le test ABA

Le test de Sobek a été développé pour prédire le DMA dans le contexte de l'industrie minière en 1978. La détermination du PN par la méthode de Sobek débute par la réalisation d'un test de Fizz pour évaluer visuellement l'effervescence en ajoutant quelques gouttes d'HCl à environ 1 à 2 grammes d'échantillon.

L'intensité d'effervescence varie de nulle, faible, moyenne vers forte estimée via un opérateur pour déterminer le volume et la concentration de l'acide chlorhydrique qui sera ajouté pour la détermination du PN. Deux grammes de l'échantillon seront mis dans un erlenmeyer avec 90 mL d'eau déionisée et le volume d'HCl fixé lors du test de Fizz. Le produit sera chauffé à 90 °C, et maintenu pour que les bulles produites en contact avec l'HCl s'estompent. Après un refroidissement, la solution est titrée avec de la solution NaOH (0.1 N) jusqu'à un pH final de 7.0 ± 0.02 afin d'évaluer l'acidité restante et finalement la détermination du PN (Bouzahzah et al.,

2014b). Le potentiel acidifiant PA est calculé en multipliant le soufre total de l'échantillon par un coefficient stœchiométrique de 31,25.

Une modification a été effectuée sur le test de Sobek en éliminant la phase de chauffage qui surestime le PN. Ce chauffage ferait réagir des minéraux relativement réfractaires qui ne réagissent pas dans les conditions naturelles similaires à un site minier. En plus de cette modification, l'acide HCl est ajouté à l'échantillon en plusieurs étapes (à 0h, 2h et après 22h) pour garder le pH entre 2,0 et 2,5. L'acide restant sera titré avec du NaOH en utilisant un pH final de titration à 8,3. Le PA est déterminé comme avant, sauf que seul le soufre lié aux sulfures est considéré dans le calcul (Bouzahzah et al., 2014b). Le PN est calculé par la multiplication de % carbone par le coefficient 83,3 en faisant l'hypothèse que tous les carbonates réagissent comme la calcite.

Selon les formules de calcul de potentiel net de neutralisation PNN et rapport PN/PA (RPN) (Eq 3 et 4), on peut statuer sur le potentiel de génération d'acide des échantillons selon les valeurs de PNN :

$$\text{PNN} = \text{PN} - \text{PA} \quad \text{Équation 3}$$

$$\text{RPN} = \text{PN} / \text{PA} \quad \text{Équation 4}$$

Les échantillons ayant des valeurs de PNN inférieur à -20 kg CaCO₃/t sont potentiellement générateurs d'acide (PGA) tandis que ceux ayant une valeur de PNN supérieure à +20 kg CaCO₃/t sont considérés comme non potentiellement générateurs d'acide (non-PGA). Enfin, les échantillons ayant des valeurs de PNN comprises entre -20 et 20 kg CaCO₃/t ont un statut incertain (Price et al., 1997) (Figure 2.6).

Les échantillons ayant une valeur de RPN inférieure à 1 ont un potentiel générateur d'acide tandis que ceux ayant une valeur de RPN supérieur à 3 (2.5 selon Adam et al. (1997), 2 selon le rapport (MEND1.20.1, 2009)) sont considérés comme potentiellement non générateurs d'acide. Enfin, les échantillons ayant des valeurs de RPN comprises entre 1 et 3 ont un statut incertain.

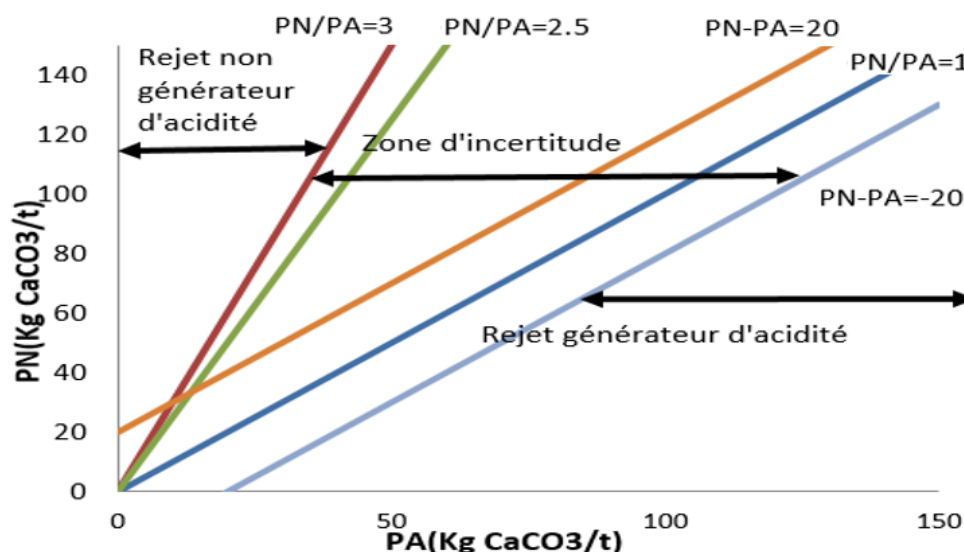


Figure 2.6 Représentations graphiques de l'interprétation des tests statiques en fonction du PNN et du RPR

Certains auteurs suggèrent un PN double du PA et d'autres proposent des facteurs plus sécuritaires de l'ordre du triple. Il est certain que pour des rejets très sulfureux, le RPN devient très conservateur (Bouzahzah et al., 2014b; Chopard, 2017; Cruz et al., 2001; Villeneuve, 2006). Un matériel est considéré comme non générateur d'acide si son RPN est supérieur à 2.5 (Benzaazoua et al., 2004). Dans le cas où le statut d'un tel échantillon est de type incertain, il est primordial de procéder à des essais cinétiques et avoir une idée sur la composition minéralogique pour confirmer son comportement géochimique.

2.3.1.3 Test NAG

Les tests NAG (*Net-Acid Generation*) sont des essais statiques qui permettent de donner une information simultanée sur le potentiel acidifiant PA et neutralisant PN en même temps (Plante et al., 2015).

Le peroxyde d'hydrogène ajouté à l'échantillon permet d'oxyder les sulfures et si le cas se présente on remarque que l'acide produit sera neutralisé par la présence des carbonates comme étant des éléments neutralisants. Le potentiel de génération d'acide est déterminé par le pH final. Deux cas sont envisageables à savoir :

- $\text{pH} < 4.5$, l'échantillon est potentiellement générateur d'acide ;
- $\text{pH} > 4.5$, l'échantillon est non générateur d'acide.

Il existe différents essais NAG, on cite : i) l'essai NAG statique avec une seule addition de peroxyde, ii) l'essai NAG séquentiel avec plusieurs additions consécutives de peroxyde et iii) l'essai NAG cinétique, dont les profils de pH et la température donnent une idée sur les cinétiques d'oxydation et de neutralisation (MEND, 2004; Parbhakar-Fox et al., 2011). L'analyse des éléments dissous dans la solution finale permet d'avoir une information sur les produits d'oxydation et autres de neutralisation.

La connaissance de la composition minéralogique des rejets solides qui est abordée dans la section 2.3.2 permettra de valider les résultats des essais statiques et cinétiques.

2.3.2 Détermination du PA et PN basés sur la minéralogie

L'amélioration de la prédiction du comportement géochimique par l'intégration du concept de la minéralogie pour la détermination du PA et du PN est devenue une option importante pour la gestion environnementale des rejets miniers. Certains auteurs (Lapakko, 1994; Lawrence and Scheske, 1997; Li, 1997; Paktunc 1999 a; Paktunc, 1999 b) ont proposé des formules de calcul basées sur la sommation des contributions individuelles des minéraux dans la production de l'acidité ou de la neutralisation. Le calcul du PN proposé par Lapakko (1994) est basé principalement sur la participation de la magnésite et de la calcite considérées comme les seuls éléments responsables de la neutralisation. La réactivité des minéraux a été utilisée par Kwong (1993) pour le calcul du taux de réactivité à pH égale à 5. Ces valeurs ont été utilisées dans une seule formule pour le calcul du PA et PN. La réactivité des minéraux a été aussi prise en compte par Lawrence and Scheske (1997) et (Li, 1997), mais ces derniers n'ont pas intégré la présence des éléments chimiques oxydables dans les minéraux neutralisants à savoir le Fe et le Mn dans les carbonates. Paktunc et al. (1999 a, b) ont proposé une nouvelle formulation qui tient en compte des éléments chimiques oxydables dans les carbonates. Le calcul du PN intègre la somme des coefficients stœchiométriques (C_i) dans les cations chimiques non oxydables contenus dans les minéraux neutralisants comme la calcite, dolomite, ankerite et autres (Paktunc 1999 a). Le coefficient stœchiométrique (C_i) a été pris en compte par Plante et al. (2012) afin de proposer une modification de calcul du potentiel neutralisant établi par Lawrence and Scheske (1997). La méthode de Paktunc (1999) est la plus utilisée pour calculer le PA minéralogique, mais celle-ci ne prend pas en compte la réactivité des minéraux sulfureux en comparaison avec la méthode de

calcul de PA. Bouzahzah *et al* (2013) ont proposé une version modifiée par l'introduction de la réactivité des minéraux sulfureux (chalcopryrite, sphalérite, arsénopyrite et galène) pour proposer une modification du calcul de PA.

2.3.3 Essais cinétiques

Les essais cinétiques s'étalent sur une longue période (pouvant aller jusqu'à 2 ans) selon le type d'essai (essai en colonnes) et l'objectif de la recherche. Ils permettent de simuler une altération naturelle et accélérer la réactivité dans les conditions contrôlées au laboratoire (Bouzahzah, 2013a; Plante et al., 2015). Les essais cinétiques les plus utilisés pour la prédiction du DMA sont les essais en colonne, en cellules humides et en parcelles de terrain (Bouzahzah, 2013a; Bouzahzah et al., 2014b; Chopard, 2017; Cruz et al., 2001; Plante et al., 2015; Villeneuve, 2006).

Les échantillons objet des essais cinétiques sont soumis à des cycles de lixiviation suivant une ou plusieurs fois par mois et selon le type d'essai sauf les parcelles de terrain soumises à une lixiviation via les eaux de pluie (à ceux *in situ*). Ces essais apportent plus d'information que ceux statiques. Ils permettent de renseigner sur la qualité de drainage du matériau et sur les taux des réactions d'oxydation et de neutralisation.

2.3.3.1 Essai en cellule humide

L'essai en cellules humides (CH) est normé par l'ASTM (2007), cet essai a été développé pour fournir des résultats reproductibles et des conditions de réaction bien contrôlées (Bouzahzah, 2013a; Bouzahzah et al., 2014b; Chopard, 2017; Cruz et al., 2001; Plante et al., 2015; Villeneuve, 2006). Pour effectuer l'essai, la norme exige un échantillon sec d'environ 1 kg de masse et un rinçage une fois par semaine en utilisant 1 L d'eau déionisée. Le démarrage du test consiste à maintenir l'eau avec l'échantillon solide pendant 3 à 4 h afin de dissoudre tous les précipités préalablement formés. Après la phase de la récupération de l'eau, le cycle suivant débute avec l'injection pendant 3 jours d'air sec suivi de 3 jours d'air humidifié à 90 - 100 % d'humidité (Figure 2.7). Le 7^e jour consiste à refaire le rinçage tel que décrit pour la phase initiale. Cet essai est influencé par les cycles d'air sec et humide. Cette influence est liée principalement à l'humidité nécessaire pour supporter les réactions d'oxydation-neutralisation et le degré de saturation dans les rejets miniers (Demers, 2008; Mbonimpa et al., 2003; McInerney et al., 2005).

2.3.3.2 Essai en mini-cellule d'altération

Les essais cinétiques en mini-cellules d'altération ont été développés à partir de (Cruz et al., 2001). Elle sont des versions réduites des essais en cellules humides (Bouzahzah, 2013a; Plante et al., 2015) utilisant moins de matériel (environ 67 g), une lixiviation de deux (2) fois par semaine avec 50 mL d'eau déionisée (Bouzahzah et al., 2014b; Chopard, 2017; Cruz et al., 2001; Villeneuve, 2006) (Figure 2.7). Les conditions de ces essais sont légèrement plus agressives que ceux des cellules humides suite au nombre de rinçages (Villeneuve et al., 2009). Cet essai à son tour ne demande pas beaucoup de matériels et il fournit des résultats rapides qui seront exploitables entre 20 et 40 cycles de lixiviation (Bouzahzah et al., 2014b).

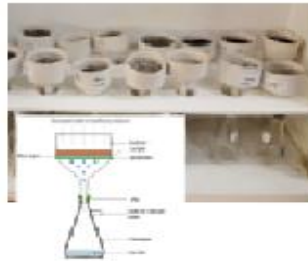
2.3.3.3 Essai en colonnes

Les essais en colonne peuvent être adaptés selon les objectifs d'une étude, car ils ne sont pas normés. Lors de ces essais, les rejets solides sont soumis à des cycles successifs de rinçage avec de l'eau déionisée selon des volumes variables ; les volumes dépendent des objectifs visés par chaque étude (Figure 2.7). Cet essai a l'avantage de simuler les conditions *in situ* en posant par exemple une succion au rejet pour simuler une nappe à profondeur variable (Bouzahzah et al., 2014b; Demers, 2008).

L'essai en colonne effectué au laboratoire permet de tester les systèmes de recouvrement comme moyen de prédiction du drainage minier acide (Awoh et al., 2014; Demers, 2008). Les colonnes peuvent être équipées par des ports de prélèvement de gaz et d'eau et des senseurs d'oxygène pour la réalisation des essais de consommation d'oxygène (Demers, 2008; Mbonimpa et al., 2003; McInerney et al., 2005) afin d'évaluer l'efficacité d'une méthode de restauration à prévenir la génération du DMA. Malgré que ces essais ne soient pas normés, ils présentent des résultats reproductibles (Demers et al., 2011).

Les colonnes peuvent aussi être installées *in situ* sous forme de barils de 200 L, dont les rejets sont exposés aux conditions climatiques sur le site minier. En se basant sur les objectifs de l'étude attendus par les colonnes, les arrosages des rejets peuvent se faire par la pluie collectée sur le site ou avec de l'eau déionisée (Bouzahzah et al., 2014b; Demers, 2008).

Mini-cellule d'altération



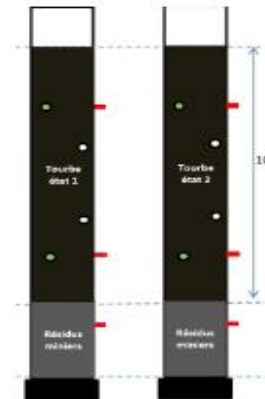
- Méthode de Cruz et al. (2001)
- Buchner de 10 cm de diamètre
- 67 g de rejet déposé sec dans le Buchner, au-dessus d'un filtre de $0,45 \mu\text{m}$
- Cycles de l'essai :
 - * rinçage le premier jour (lundi)
 - * 2 jours à l'air libre
 - * rinçage le 3^{ème} jour (jeudi)
 - * 3 jours à l'air libre
- Durée de l'essai variable : de 20 à 40 rinçages, voire plus selon les objectifs de l'étude
- Rinçage avec 50 mL d'eau déionisée (2x par semaine)
- Rejets exposés à l'air ambiant entre les rinçages.

Cellule humide



- Méthode normée ASTM
- Cellules en Plexiglas
- 1 kg de rejet mis en place sec
- Cycles de l'essai :
 - * rinçage le premier jour (lundi)
 - * 3 jours d'air sec
 - * 3 jours d'air saturé en humidité
- Durée de l'essai variable : de 20 à 40 rinçages, voire plus selon les objectifs de l'étude
- Rinçage avec 500 mL ou 1 L d'eau déionisée
- Deux dimensions de cellules existent :
 - * pour les stériles Diamètre=10.2cm hauteur=20.3 cm
 - * pour les rejets de concentrateur D=20.3cm, h=10.2 cm
- Le protocole ASTM propose des équations pour l'interprétation des résultats.

Colonne



- Colonnes : 14 cm diamètre.
- Hauteur de la colonne variable selon les objectifs de l'étude (0,7m à 2 m) : recouvrement mono ou multicouches, stabilisation, ennoiment.
- Mise en place des rejets humides (tels que échantillonnés sur le terrain).
- Plaque en céramique sous l'échantillon pour simuler une nappe phréatique (profondeur variable selon les objectifs de l'étude)
- 12 rinçages voire plus selon les objectifs de l'étude - Rinçage avec 2 L d'eau déionisée
- Permet d'étudier des scénarios de restauration.

Parcelles du terrain



- La taille des parcelles est variable (10 à 30 m²).
- Généralement placée à des endroits retirés loin des perturbations qui peuvent être liées à la circulation de la machinerie lourde près des installations minières.
- Le poids des rejets et de l'ordre de quelques dizaines à quelques centaines de kg.
- Les cycles mouillage-séchage dépendent de la météorologie du site minier.
- La durée du test cinétique en parcelle de terrain dépend des objectifs de l'étude.

Figure 2.7 Dispositifs expérimentaux des différents essais cinétiques avec leurs descriptifs (Bouzahzah et al., 2014b; Chopard, 2017; Cruz et al., 2001; Villeneuve, 2006)

2.3.3.4 Essai en parcelles du terrain

Les parcelles du terrain nommées aussi cellules expérimentales sont des essais à grande échelle installés sur un site minier. L'objectif de l'installation de ces cellules in situ est d'étudier le comportement géochimique des rejets miniers dans les conditions similaires aux conditions de leur entreposage. Ces essais présentent les inconvénients d'être plus coûteux et plus difficile à mettre en place sur le site minier, car ils demandent une machinerie lourde pour la fabrication et l'entreposage de 10 à 100 tonnes (Bussière et al., 2007) sur une surface de quelques dizaines de mètres carrés (Figure 2.7). Les parcelles du terrain sont soumises seulement aux conditions climatiques du site minier et les lixiviats sont récupérés après les périodes pluviales.

2.4 Tests de prédiction géochimique dans le cycle minier

La pratique internationale de prédiction de la formation de drainage acide (DMA) a largement évolué durant le cycle de vie d'une mine (Figure 2.8). Les évaluations géochimiques au laboratoire sont principalement recommandées pour prédire le potentiel de formation d'acide à travers les tests géochimiques prédictifs les plus utilisés : statiques ou cinétiques (Bouzahzah et al., 2014a; MEND1.20.1, 2009; Parbhakar-Fox et al., 2013). Les tests statiques sont les plus utilisés, car ils présentent l'avantage d'être rapides et moins coûteux que les tests cinétiques (50–135 \$ contre 3,000–5,000 \$ par échantillon) (Lengke et al., 2010). Des travaux poussés relatifs à l'exploitation d'information minéralogique sont pris en compte dans le cycle de vie d'un projet minier (Brough et al., 2013) pour l'optimisation des teneurs et des récupérations dans une mine en exploitation du gisement dont l'or (Zhou and Gu, 2008), le platine (Cabri et al., 2005), les phosphates (Sant'Agostino et al., 2001), l'uranium (Bowell et al., 2011) et le silicium (Grammatikopoulos and Clark, 2001).

2.4.1 Au moment de l'exploration

La disponibilité d'un nombre limité de carottes et des moyens financiers limités durant cette phase constitue le défi majeur de la prédiction du drainage minier. La phase de l'exploration se base essentiellement sur la définition du gisement pour des fins d'exploitation future. La compilation des travaux antérieurs, la définition des lithologies et les analyses géochimiques (analyse S/C et éléments majeurs/traces) seront les étapes prioritaires de cette phase de prospection. Cette phase

est divisée en deux parties : l'élaboration des tests de prospection et la définition de la ressource (Dominy et al., 2018; Lund, 2013; Parbhakar-Fox et al., 2013). Les tests de prospection nécessitent de 3 à 5 échantillons représentatifs pour chaque lithologie ainsi que les types d'altérations existantes. La définition de la ressource demande de 5 à 10 échantillons représentatifs pour avoir plus de détails afin d'entamer la phase de faisabilité de projet (Lamberg et al., 2013; Parbhakar-Fox et al., 2013).

2.4.2 Pendant la faisabilité du projet minier

Durant la phase de préfaisabilité, des centaines d'échantillons du minerai, des stériles et des résidus doivent être collectés pour des analyses géochimiques (Parbhakar-Fox et al., 2013). Un nombre d'échantillons représentatifs doit être pris en compte pour la construction d'un bloc modèle 3D tout en respectant une répartition fiable des tests statiques du minerai et des rejets. Des essais cinétiques doivent être effectués pour un ou deux échantillons en prenant en compte le type de lithologie et celui d'altération. Le nombre d'échantillons à exploiter et la disponibilité des moyens (techniques et humains) pour des fins d'analyses permettent d'effectuer des tests de pilotage du traitement du minerai. Lors de cette phase, des essais statiques et une minéralogie détaillée permettront d'évaluer le potentiellement de génération d'acide.

L'étape de faisabilité permet d'affiner le bloc modèle en effectuant des essais minéralogiques afin de vérifier les données des lithologies des phases précédentes. Dans le cas d'insuffisance des données relatives pour la prévention du drainage minier et la production d'un plan d'exploitation convaincant, des échantillonnages supplémentaires et des travaux d'essais complémentaires doivent être planifiés afin d'affiner le bloc modèle déjà construit.

2.4.3 Pendant l'exploitation

La compagnie minière dispose les moyens techniques et humains à la phase d'exploitation pour avancer les analyses de prédiction de drainage minier. La disponibilité d'une grande quantité des échantillons permet de pousser la durée des essais pour simuler le comportement géochimique des lithologies identifiées dans la phase d'exploration. Des échantillons seront mis en place pour un contrôle qualité dans le cas de l'apparition de résultats aberrants.

2.4.3.1 Fréquence d'échantillonnage

Lors de la phase d'opération de production, des carottes de forage sont effectués pour des fins de dynamitage afin d'extraire des blocs de minerai. Lors de la phase de production, les forages sont effectués continuellement pour mieux définir le gisement et déterminer la direction du minerai. La fréquence de carottage est ainsi très grande pendant cette phase. Ces carottes conduisent parfois à la découverte de nouvelles zones exploitables. L'exploitation de ces données de la cartotheque et la réalisation des essais statiques et autres poussées des essais cinétiques permettent de valider le modèle prédictif. Pendant cette étape, le nombre d'échantillons est trop grand dont la représentativité ne sera pas un problème à affronter.

2.4.3.2 Ampleur de la caractérisation

Une caractérisation minéralogique détaillée des phases sulfureuses acidifiantes permet d'identifier le niveau d'oxydation des sulfures, comme moyen de prédiction du comportement géochimique futur. Le recours aux analyses chimiques (ICP-AES) et minéralogiques avancées (DRX Diffraction des Rayons X, QEMSCAN® (*Quantitative Evaluation of Minerals by SCANning electron microscopy*), MLA (*Mineral Liberation Analyser*) permet de compléter la compréhension des résultats des étapes précédentes à la phase d'exploitation (Parbhakar-Fox et al., 2013) et de valider le modèle prédictif déjà élaboré dans la phase d'exploration. Avec la disponibilité des données géochimiques (des essais statiques et cinétiques) et minéralogiques, la modélisation géochimique peut-être envisagée pour simuler la génération d'acide et prévenir de la production du drainage minier acide dans une zone donnée. Pour les futures exploitations, il est nécessaire de procéder à une caractérisation globale (physique, chimique et minéralogique) et aux essais géochimiques selon l'objectif visé dès la phase d'exploration pour une meilleure gestion des rejets.

2.4.4 Cas de sites fermés et abandonnés

Un site minier fermé et abandonné est un espace dont l'exploitation a cessée et n'est plus sous la responsabilité de son ancien propriétaire ou que ce dernier n'existe plus (société dissoute ou en faillite). Dans le cas d'un site minier abandonné, le recours aux étapes de caractérisation (physique, chimique et minéralogique) et de prédiction est nécessaire pour l'identification des lithologies.

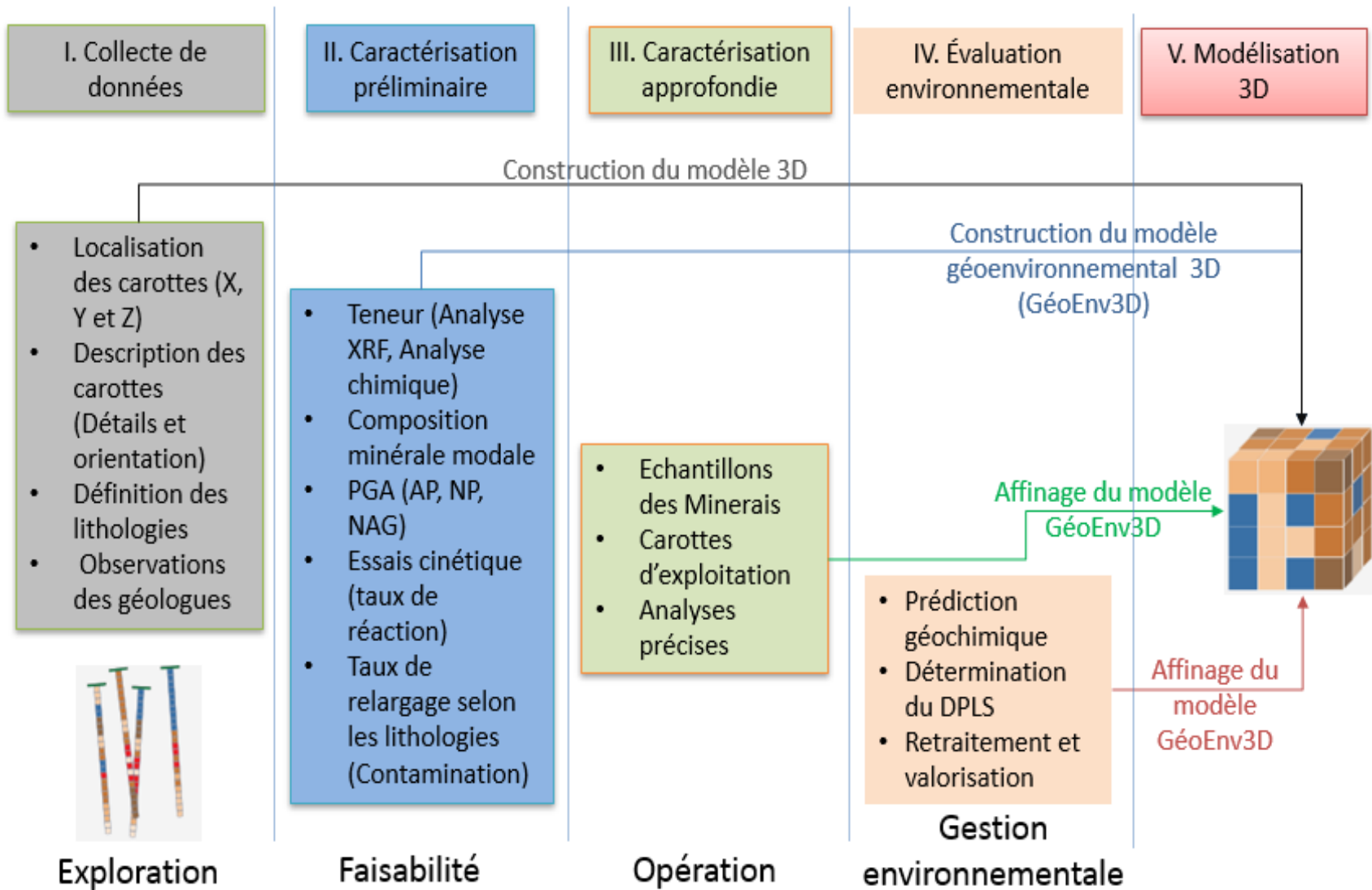


Figure 2.8 Concepts proposés pour la construction d'un modèle GeoEnv3D

2.5 Gestion intégrée des rejets miniers

2.5.1 Concept de la gestion intégrée

Les approches permettant la limitation de la génération du DMA sont la réduction de l'oxygène et/ou de l'eau. Une des options de gestion des rejets des concentrateurs appelée désulfuration applique la technique de la séparation des rejets sulfureux par flottation avant leurs entreposages en surface. Ce type de gestion dite intégrée permet de contrôler le processus de la génération d'acide dès la phase d'extraction par la séparation de la fraction polluante des lithologies par désulfuration à la base de potentiel neutralisant. En effet, elle consiste à concentrer les sulfures lors de l'ajout d'un moussant et les minéraux de gangue se retrouvent dans les rejets de flottation. Elle constitue aussi un mode de gestion performant du point de vue environnemental (Benzaazoua, 2006), car elle permet de réduire la quantité des minéraux sulfureux (Figure 2.9).

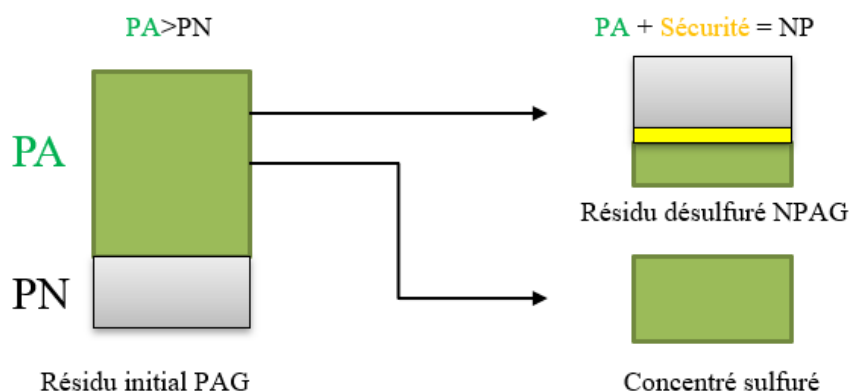


Figure 2.9 Principe de désulfuration adapté de Bois et al. (2005)

La désulfuration est une approche permettant d'avoir un concentré sulfuré. Ce dernier peut servir comme matériaux de remblayage sous terre et à la restauration des sites miniers générateurs d'acide par l'utilisation des résidus miniers faiblement sulfureux comme barrière à l'oxygène (Demers, 2008). L'étude menée par Bois et al. (2004) montre que la désulfuration permet d'augmenter le PNN (PN-PA) des résidus désulfurés en comparaison avec les résidus bruts (non désulfurés). Selon le critère NNP, le résidu désulfuré est placé proche à la zone d'incertitude : le potentiel de génération d'acide est incertain (Mermillod-Blondin et al., 2005b).

La désulfuration permet d'avoir un concentré sulfureux avec un taux de récupération des sulfures appelé qui arrive jusqu'à 97 % (Bois et al., 2005). Le concentré des sulfures peut subir une pyroanalyse par la méthode AAS (Santos and Jeremias, 2009) pour extraire la valeur résiduelle à valeur économique (Demers, 2008). Parmi les avantages de cette méthode, on cite :

- La réduction du volume des résidus ayant un potentiel de génération d'acide ;
- La production des matériaux de restauration in situ pour éviter les charges de transport ;
- La restauration du site minier d'une manière graduelle et progressive.

Le tableau au-dessous présente une brève comparaison entre la gestion conventionnelle et la gestion intégrée des stériles (Tableau 2.2).

Tableau 2.2 Tableau comparatif de la gestion conventionnelle et intégrée des stériles

Gestion intégrée	Gestion conventionnelle
<p>Facteurs techniques</p> <ul style="list-style-type: none"> • Séparation de la fraction polluée par désulfuration • Support souterrain pour le remblayage • Possibilité de produire des matériaux in situ pour la restauration <p>Facteurs économiques</p> <ul style="list-style-type: none"> • Coût maîtrisable pour la réhabilitation • Meilleure exploitation pour les mines <p>Facteurs environnementaux</p> <ul style="list-style-type: none"> • Surface de dépôts des stériles restreinte • Réduction du DMA sur site 	<ul style="list-style-type: none"> • La totalité des stériles sont problématiques • Rareté du support mécanique des terrains sous terre • Nécessité de la recherche des matériaux de restauration hors de site <ul style="list-style-type: none"> • La réhabilitation est faite vers la fin de cycle de la mine • Exploitation non complète du gisement <ul style="list-style-type: none"> • Grande surface des stériles dans le site • Possibilité d'avoir un DMA si le NNP est inférieur à 20 kg CaCo₃/t

La flottation est utilisée comme un procédé d'optimisation pour la réduction de la partie problématique d'un rejet minier. La séparation physique, aussi, permet de préconcentrer les sulfures lors de la phase de production comme étant une technique qui se base sur la densité des particules et la gravité (Atrafi et al., 2012; Falconer, 2003). Il existe différentes variantes de la technique de séparation par gravité : table de secousse, jigs, la table Mozley, Knelson, spirale ...*etc.*

La concentration par gravité effectuée en avant d'une flottation est un procédé efficace ayant deux objectifs : i) augmenter le taux d'efficacité de la flottation et ii) diminuer la quantité des rejets à

traiter lors des phases de broyage et de flottation (De Cuyper and Lucion, 1990; Önal et al., 2005). Les avantages des méthodes de séparation physique sont nombreux : le faible coût d'installation, le faible coût d'énergie, la grande capacité de traitement, la réduction des impacts environnementaux suite à la non-utilisation des produits chimiques en comparaison avec la flottation (Önal et al., 2005).

2.5.2 Tri des stériles

2.5.2.1 Diamètre d'encapsulation physique des sulfures

Le diamètre d'encapsulation physique des sulfures (DPLS « Diameter of physical locking of sulphides »), représente la limite de taille de particules entre ce qui est considéré comme stériles réactifs et ce qui est non réactifs. Il est défini comme un seuil de séparation des stériles miniers en deux fractions granulométriques : i) une fraction problématique avec un aspect réactif de taille inférieur à DPLS et ii) une fraction grossière non problématique de taille supérieure (+DPLS) (Elghali et al., 2018b).

Le degré de libération permet de définir un seuil de granulométrie qui sera réactive selon la combinaison de plusieurs éléments géologiques, minéralogiques et géochimiques (Elghali et al., 2018b). Un minéral est considéré comme libre lorsqu'il n'est pas en contact avec un autre minéral. Plusieurs techniques peuvent être utilisées pour quantifier et/ou estimer le degré de libération des minéraux par l'utilisation des systèmes de minéralogie automatisés basés sur les spectres EDS ou les rayons X. Parmi ces techniques, on cite, QEMSCAN®, MLA, *Mineralogic Mining* de Zeis. Ces dernières nécessitent un microscope électronique à balayage et un logiciel d'analyse d'image.

2.5.2.2 « *Environmental GRADE Engineering* »

La gestion des stériles est envisagée comme option importante dans le cycle de vie d'une mine pour faire face au problème de drainage minier acide par l'intégration de la composante environnementale. Ceci a pour objectif d'atténuer les problèmes de pollution liés aux fractions sulfureuses. Le nouveau concept proposé « *Environmental GRADE Engennering* » est inspiré de l'approche « *GRADE Engennering* » pour avoir un stérile contenant le minimum de sulfures. Le critère de tri des stériles sera le DPLS. Le principe de la nouvelle méthode proposée consiste à ne pas déposer des stériles potentiellement générateurs d'acide dans les haldes à stériles (Figure

2.10). Les stériles ayant ce comportement polluant seront retraités avant de définir leur destination finale.

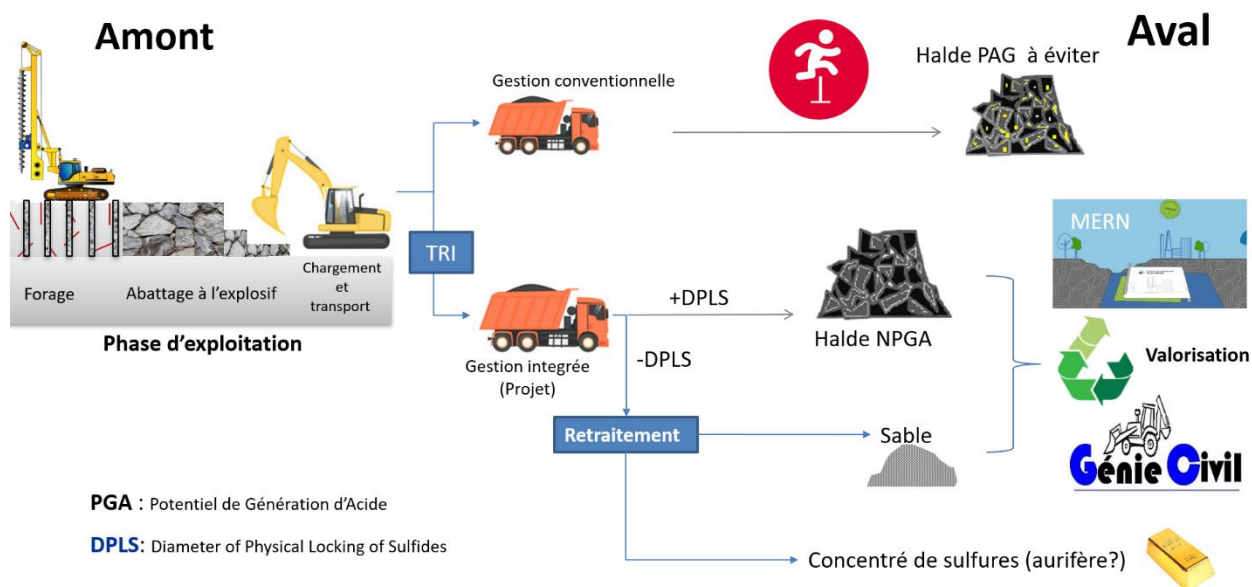


Figure 2.10 Schéma proposé pour la gestion des stériles, méthode « *Environnemental GRADE ENGINEERING* »

Sous la lumière de ce nouveau concept, deux cas sont envisageables :

- Les stériles qui n'ont pas un potentiel de génération d'acide (+DPLS) seront valorisés en tant que matériaux de génie civil, dans le remblayage minier ...etc. ;
- Les stériles qui sont problématiques (-DPLS) ; la compagnie minière peut éviter leur déposition dans les haldes, et leur planifier un éventuel retraitement pour ôter la fraction sulfureuse à l'aide de la désulfuration. Le concentré de sulfure pouvant dans ce cas être valorisé dans le concentrateur.

Ce concept permettra à la compagnie minière de gérer la grande quantité de stériles, de mieux valoriser le gisement, de réhabiliter ces parcs à résidus, réduire les coûts de transport des matériaux de réhabilitation et d'avoir des matériaux disponibles in situ lors de la phase de restauration (Figure 2.11).

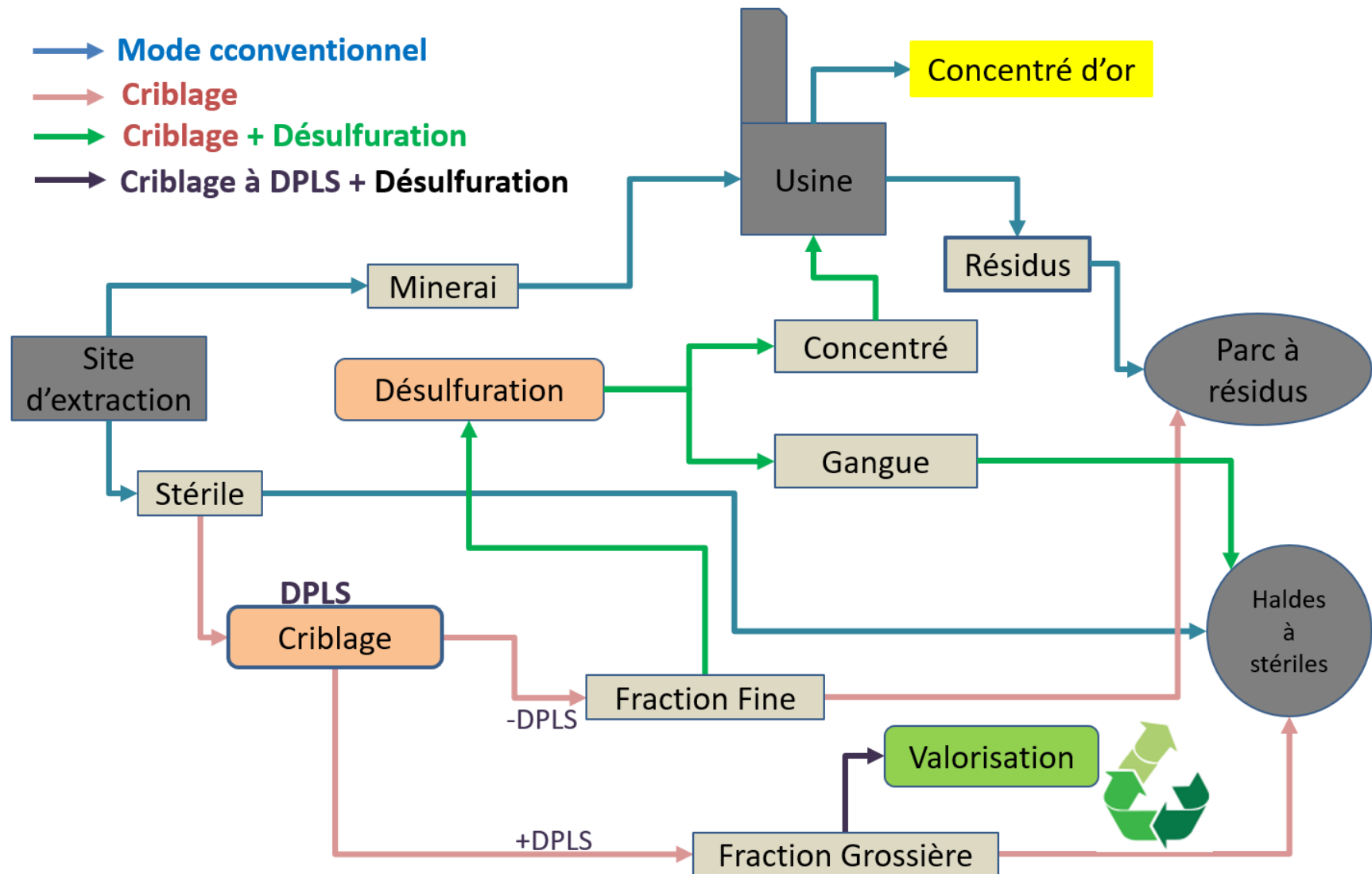


Figure 2.11 Approches de la gestion des stériles

2.6 Développement durable dans le domaine minier

La définition du développement durable DD a été fournie par la commission mondiale sur l'environnement et le développement CMED en 1987 comme étant « un développement qui répond aux besoins des générations du présent sans compromettre la capacité des générations futures à répondre aux leurs » (Redclift, 2005). Les trois aspects piliers du DD sont les volets : social, économique et environnemental. Bien que ces derniers soient interconnectés, la prise de décision doit les intégrer ensemble pour réussir à long terme.

Le développement durable implique la prise en compte systématique de :

- Respect de l'environnement par la réduction des impacts environnementaux causés par les activités des entreprises et veiller à la préservation des réserves naturelles pour les générations futures ;
- Progrès social par la satisfaction au mieux des attentes des parties prenantes et les besoins de base des habitants (lutte contre la pauvreté, réduire les inégalités et respect des cultures (Ballet, 2007)) ;
- Efficacité économique assurée par l'adoption des modes de production à caractère durable avec une garantie que la croissance économique ne se fait au détriment de la société et de l'environnement. Une répartition équitable des ressources est une clause importante du modèle économique durable à adopter dans ce contexte (Durand et al., 2012).

L'industrie minière doit affronter plusieurs difficultés pour passer vers le développement durable (Azapagic, 2004). Les compagnies minières adoptent ce concept par la prise en compte de la composante environnementale et sociale dans leurs projets (Bhattacharya, 2000).

La réalisation des profits en préservant la qualité de l'environnement et en assurant une croissance économique qui va contribuer au développement durable DD passe par trois (3) points essentiels à savoir (Redclift, 2005) :

➤ Équité intergénérationnelle

La nature non renouvelable des ressources exploitées dans un site minier lui donne un aspect non viable (Yu et al., 2005). L'intégration du DD dans un cycle minier ayant cet aspect non viable constitue un défi majeur. Des propositions dans ce contexte visent à prolonger le cycle de vie de la mine le plus possible. Toutefois, ce prolongement peut engendrer des impacts environnementaux et sociaux néfastes (Wellmer and Becker-Platen, 2002). Ce prolongement risque également d'être non rentable d'un point de vue économique ce qui mettra l'entreprise minière et par conséquent la communauté voisine dans une situation de crise. Ainsi, le prolongement du cycle de vie de la mine est contraint d'être limité dans le temps ; il ne peut pas être considéré comme une piste sûre pour garantir un développement durable.

Quand la mine devient le principal et l'unique fournisseur d'emploi, on parle de la communauté minière mono-industrielle (Babi, 2011). Le départ des compagnies minières lors de l'épuisement des réserves va créer des impacts socio-économiques. Dans ce cas, un développement durable ne peut se produire qu'avec la diversification des activités basée sur un réinvestissement dans d'autres activités génératrices de revenus permettant de faire face à la résilience des communautés économiques et à la fluctuation des coûts des métaux (Barbier, 2007).

La réduction du taux d'épuisement des réserves minières par le recyclage des métaux permet un prolongement de la vie d'exploitation des réserves et de l'amélioration de l'efficacité économique (Haibin and Zhenling, 2010). Le recyclage permet d'économiser de grandes quantités d'eau et d'énergie, et de réduire l'émission des gaz à effet de serre causant la dégradation de l'environnement. Sachant qu'il y a des limites pour les actions de recyclage des métaux alors que leur taux de récupération ne l'est pas (Reuter et al., 2006).

➤ Maintien d'un environnement sain durant le cycle du projet minier

La mise en place d'une mine engendre des impacts environnementaux importants à savoir : la pollution (eau, sol, air), la destruction des habitats de la faune et de la flore, la modification des paysages. Les compagnies minières doivent adopter des politiques de développement durable performantes pour atténuer ces impacts directs et indirects lors et après la production. Une gestion efficace de l'environnement se fait par une utilisation rationnelle des ressources et une réduction

des impacts de l'exploitation. L'usage de l'eau dans l'industrie minière est un grand défi qui doit être bien géré par la minimisation de la consommation et la réutilisation de la plus grande quantité possible (Tiwary, 2001). La restauration minière est un autre défi de la compagnie minière lors de la fermeture du site minier. Mais elle doit se faire d'une manière progressive (Zhang et al., 2011) suivant un plan de fermeture adapté même avant le début de l'exploitation tout en impliquant activement la communauté.

➤ Développement durable et bien-être sociétal

La participation de la communauté dans le développement durable se fait directement (offres d'emplois et des services) et indirectement (contribution au développement des autres entreprises locales), c'est pourquoi la création d'un héritage communautaire durable est un grand défi. L'application du développement durable dans ce contexte se fait par l'identification des parties prenantes touchées pour dresser un climat d'échange, de communication et de transparence relatif aux impacts produits (culturelle, sociaux, économiques et environnementaux) lors de la phase d'exploitation jusqu'à la phase de fermeture. L'amélioration de la confiance des parties prenantes et la minimisation des conflits (Kemp et al., 2011) dépend de niveau d'implication de la communauté et de leurs attentes.

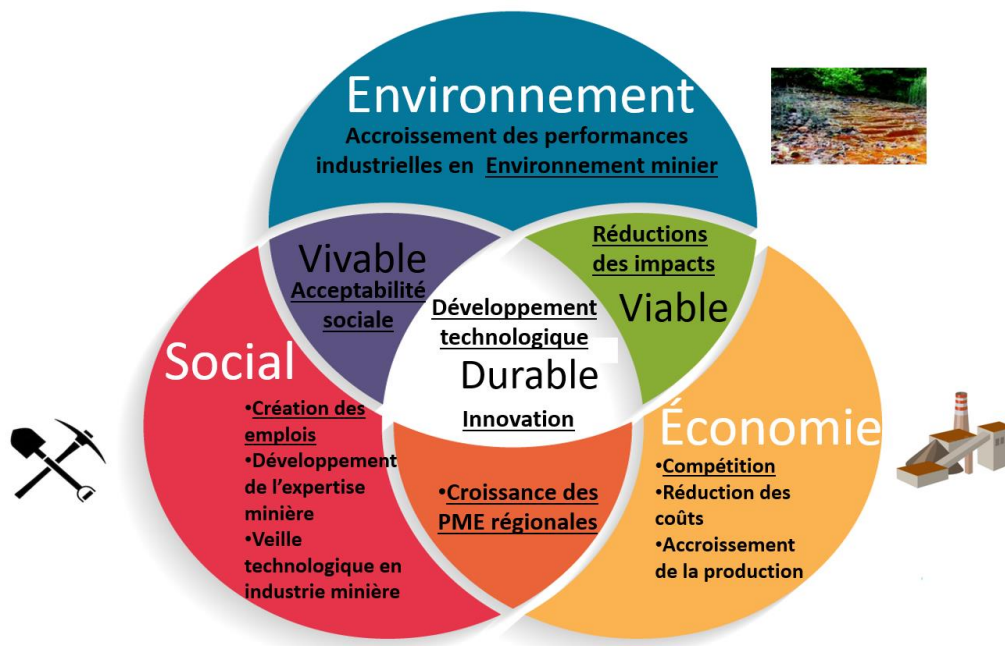


Figure 2.12 Développement durable en domaine minier

L'intégration du concept du développement durable dans la chaîne de production minière consiste à créer un modèle durable qui va satisfaire un certain équilibre entre l'économie, l'environnement et le social (Figure 2.12) :

- Du côté économique, il faut viser l'accroissement de la découverte des ressources minérales et optimiser les coûts des opérations minières ;
- Du côté social, les actions économiques permettent le développement des nouveaux produits et services qui se traduisent par la création des offres d'emploi et des services spécialisés dans la région de la mine ;
- Pour le volet environnemental, la compagnie minière doit accroître l'efficacité des actions de protection de l'environnement par le développement du côté de l'environnement minier de point de vue technique et technologique.

L'interconnexion entre l'économie et l'environnement se traduit par une réduction des coûts et le développement de la composante technologique pour réduire les impacts environnementaux des sites miniers. L'union entre l'environnement et le côté social permet de favoriser l'acceptabilité sociale et bâtir un espace de communication et d'échange avec la population (MISA, 2011).

La responsabilité sociale de l'entreprise (RSE) est définie par la Banque Nationale comme un engagement des entreprises à contribuer au développement économique durable et de travailler avec toutes les parties prenantes afin d'améliorer les conditions de vie. Dans le contexte du domaine minier, la RSE peut être réalisée par :

- L'investissement des revenus dans d'autres activités pour assurer un développement à long terme ;
- La réduction des impacts environnementaux des territoires pour une future utilisation ;
- La réduction des conflits par l'adoption d'un dialogue communautaire et de la transparence.

2.7 Notions de géométallurgie

2.7.1 Concept de NPV et de géométallurgie

La maximisation des ressources minières en relation avec le prix du marché et la durée de vie du gisement sont parmi les objectifs prioritaires de l'industrie minière lors de la planification des opérations d'exploitation (Delgado Vega, 2012). Autrement, l'accès aux réserves en face de la variabilité des teneurs, les taux de récupération du potentiel de génération d'acide des rejets mettent les compagnies minières devant l'obligation d'intégrer des données géologiques, minéralogiques et géochimiques.

L'objectif du processus de planification d'une mine à ciel ouvert est habituellement de trouver des calendriers annuels optimaux qui donnent la valeur actualisée nette (VAN (**NPV**)) la plus élevée tout en respectant les contraintes de production (Dagdelen, 2001). L'analyse maximisant la NPV exige que la valeur temporelle économique soit prise en compte dans la définition des blocs à exploiter et des blocs à laisser sur place pendant la durée de vie du projet.

La géométallurgie moderne est définie par Dominy et al. (2018) comme « *une activité interdisciplinaire intégrant la géologie, génie minier/géotechnique, métallurgie, économie des minéraux et paramètres géoenvironnementaux pour créer des modèles avec des blocs 3D afin de maximiser la valeur économique -NPV- d'une exploitation minière, réduire les risques et renforcer la résilience* ».

La géométallurgie est une discipline qui permet de combiner les données géologiques et métallurgiques pour créer des modèles prédictifs spatiaux permettant de planifier le processus d'exploitation minière (Amar, 2020; Chopard, 2017; Lamberg, 2011). La géométallurgie est définie par certains auteurs comme étant multidisciplinaire (Tableau 2.3) (Lamberg, 2011) par le fait d'intégrer des informations de différents domaines : géologie, minéralogie, métallurgie, géochimie...(Chopard, 2017).

Le côté environnemental a été ajouté à la définition de la géométallurgie par la SGS Canada. La géométallurgie devient alors l'intégration des informations géologiques, d'exploitation minière, métallurgiques, environnementales et économiques afin de maximiser la valeur actuelle nette (NPV) d'un minerai tout en minimisant les risques techniques et opérationnels (SGS, 2018). La

géométallurgie est définie aussi comme une méthode efficace lors de l'extraction des ressources et de développement permettant de réduire des risques opérationnels (Lund et al., 2015). Lamberg et al. (2013) a renouvelé la définition de la géométallurgie par sa division en deux parties : i) analyse des échantillons pour avoir une information métallurgique en utilisant des essais de laboratoire, ii) et l'intégration de l'approche minéralogique pour appuyer l'information métallurgique. Notons aussi que l'application de la géométallurgie permet d'identifier les problèmes liés à l'exploitation et au traitement, bien qu'avant le début de la phase d'exploitation (Amar, 2020).

Tableau 2.3 Contribution des différentes disciplines dans un modèle géométallurgique

Discipline	Paramètre	Travaux
Géologie	Lithologie	Cartographie des sondages
Minéralogie	Phase minérale	Identification des minéraux
Géochimie	Potentiel de génération d'acide	Réalisation des tests statiques et autres cinétiques

La géométallurgie est de plus en plus utilisée pour comprendre la variabilité et la distribution des gisements en intégrant les données géologiques et autres métallurgiques (Bueno et al., 2015). La géométallurgie est un outil utilisé en industrie minière afin d'évaluer les options de développement minier et de planification de la production dans un projet en cours de développement ou une exploitation existante, dans le but de réduire les risques et d'optimiser la valeur du projet.

2.7.2 Planification géométallurgique en industrie minière

Le concept de la géométallurgie implique le changement du processus d'utilisation des anciennes méthodes basées sur l'analyse des levés des puits de sondage et de se diriger vers l'intégration des données minéralogiques et géochimiques (Figure 2.13). La planification géométallurgique est un processus à suivre pour la création d'un modèle fiable, utile et pratique pour l'exploitation des ressources minérales dans un site minier.

Il existe trois domaines d'activités permettant de s'aligner sur le concept de la géométallurgie (Dominy et al., 2018) :

- Acquisition de données par échantillonnage ;
- Construction des modèles spatiaux à partir d'une base de données fiable ;
- Utiliser ces modèles pour optimiser les charges économiques au cours de l'exploitation.

La stratégie de la planification géométallurgique tient compte essentiellement de la maximisation de la récupération du métal rentable par unité de temps (Delgado Vega, 2012) ainsi que la maîtrise de zonage de son encaissant (stérile) pour des options de valorisation. Au cours de la phase de planification, le nombre des échantillons choisi à partir des forages peut donner des informations insuffisantes. La géométallurgie apporte un grand nombre d'avantages dans la conception minière par rapport à l'approche traditionnelle. Parmi ces avantages on peut citer :

- Les données géométallurgiques donnent une performance à la gestion des ressources minérales et de la gangue lors de la phase de conception minière (exploration, exploitation) ;
- La connaissance de comportement géométallurgique (géologie, métallurgie) permet d'ajuster les méthodes d'exploitation ;
- L'application des nouvelles technologies dans le processus de la conception minière pour avoir une information fiable et décisive ;
- La possibilité d'optimisation des corps minéralisés et de leurs encaissants ;
- La maîtrise de la zone de l'encaissant (stérile) ayant un aspect de génération d'acide pour des fins de valorisation or de traitement.

La construction des modèles géométallurgiques peut s'établir en trois sous modèles : i) modèle géologique, ii) modèle de traitement iii) et modèle de production (Gomes et al., 2016; Lund, 2013; Lund et al., 2015). Le modèle géologique donne une information quantitative pour le corps minéralisé et son encaissant (type des lithologies). Le modèle de traitement doit être capable de prendre l'information géologique et de la combiner avec les données métallurgiques pour les différentes lithologies. Ces deux modèles doivent être fusionnés dans un modèle de production permettant de fournir des données relatives sur la quantité, la valeur et les coûts de production (Lund, 2013; Lund et al., 2015).

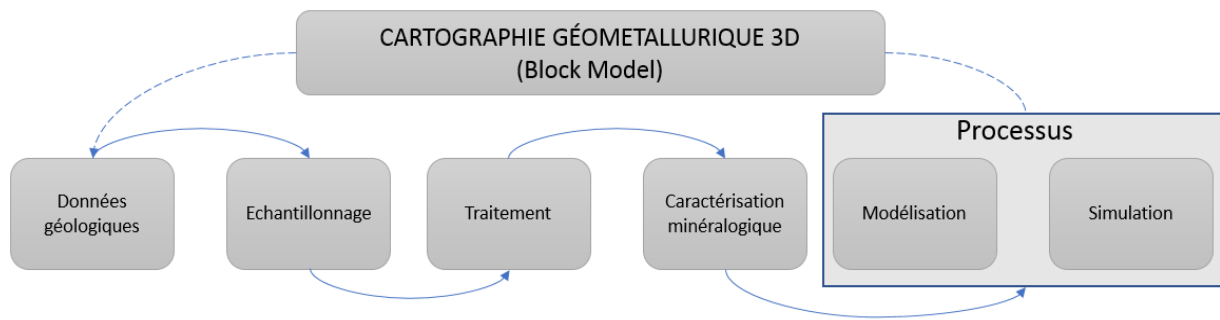


Figure 2.13 Structure du concept géométallurgique (modifié de Lamberg (2011))

2.7.3 Modèles géoenvironnementaux

Les géologues économistes annoncent qu'un gisement peut être classé selon sa minéralisation basée sur des caractéristiques géologiques. L'évolution des systèmes de classification n'a pas été limitée dans les caractéristiques géologiques du gisement, mais elle s'étend aux caractéristiques géophysiques, hydrologiques et géochimiques ajoutées pour la construction des modèles géoenvironnementaux (Plumlee and Nash, 1995). L'avantage d'intégration des données de différentes disciplines dans un modèle géoenvironnemental supporte l'évaluation du potentiel de minéralisation dans les zones non découvertes par des caractéristiques géologiques connues. Les données géologiques, géochimiques et biogéochimiques permettent de contrôler les conditions environnementales dans les zones minéralisées et leurs encaissants au cours de l'exploration, de l'exploitation et lors du traitement (Plumlee and Nash, 1995).

Un modèle géoenvironnemental fournit des informations sur les variations géochimiques associées à un type de gisement ainsi qu'à ses effluents, aux encaissants (stérile) et aussi aux méthodes de traitement (Robert R. Seal II et al., 2002). Ces informations combinées dans un modèle géoenvironnemental peuvent servir comme support aux environnementalistes intéressés pour :

- i) L'exposition des problèmes liés aux sites miniers abandonnés et leur restauration ;
- ii) L'atténuation des problèmes environnementaux potentiels associés aux mines ;
- iii) La planification et l'exploration minière.

Les modèles géoenvironnementaux fournissent une variété des données sur le contexte géologique et le comportement géochimique du gisement en ce qui concerne la production des rejets miniers

et le comportement environnemental du gisement. Notons que chaque gisement et stérile sont uniques, un degré de flexibilité doit être maintenu dans un modèle. C'est dans ce contexte que plusieurs paramètres entrent dans la définition d'un modèle géoenvironnemental à savoir :

- Le type de gisement et de son encaissant : ceci a un impact environnemental lié à la contamination de l'écosystème ;
- La minéralogie et la géochimie des lithologies : elles contribuent fortement aux réactions d'oxydation des sulfures dans le contexte du drainage minier ;
- Le type d'exploitation : ceci a une relation avec la taille et la quantité des stériles générés et la taille des parcs à résidus ;
- Le climat : il joue un rôle clé dans le comportement environnemental du gisement et de son encaissant. Les transitions climatiques (température, humidité et évaporation) engendrent une variabilité de la chimie du drainage (Plumlee and Nash, 1995).

Le rôle de l'intégration de la minéralogie et de la géochimie des rejets miniers dans les modèles géoenvironnementaux est primordial (Hammarstrom and Smith, 2002) à travers :

- La caractérisation minéralogique et l'analyse de la composition chimique des solides sont considérées parmi les approches appliquées dans la prédiction d'un comportement environnemental (Benzaazoua et al., 2018). La reconnaissance de la composition chimique du gisement et de son encaissant constitue un guide de choix des tests de prédictions de drainage minier, car les résultats des différentes méthodes varient selon la source d'acidité et autre de neutralisation.
- L'analyse du comportement géochimique permet de spécifier les métaux et de quantifier leurs concentrations, ce qui permet de statuer définitivement sur le comportement géochimique de génération d'acide afin d'identifier les zones problématiques.

Le recours aux tests statiques permet de prédire le comportement géochimique, mais ils ne fournissent aucune information sur la cinétique des réactions par rapport aux essais cinétiques. L'étude menée par Parbhakar-Fox *et al* (2011) été l'objet du développement d'un indice textural ARDI pour la prédiction du drainage minier acide. Elle montre que les analyses géochimiques, minéralogiques en plus du nouveau paramètre de texture permettent de prédire le DMA.

CHAPITRE 3 MATÉRIELS ET MÉTHODES

Ce chapitre décrit les protocoles, les méthodes et les expériences réalisés dans ce travail. On présentera d'abord un aperçu du site d'étude et des matériaux utilisés. Les travaux déjà effectués ainsi qu'une section relative à la préparation des échantillons du site et au laboratoire seront présentés en détail dans ce chapitre. Les méthodes appliquées dans ce travail seront, ensuite, détaillées dans la dernière section de ce chapitre, ce qui inclut une discussion liée aux différentes caractérisations, soit physiques, chimiques, minéralogiques, en plus des procédés de désulfuration, à savoir la flottation et la gravimétrie. Enfin, ce chapitre présente des essais cinétiques réalisés sur les rejets qui ont été désulfurés avec le meilleur procédé de désulfuration et sur les échantillons de tête pour des fins de comparaison.

3.1 Matériaux utilisés

Les lithologies étudiées dans ce travail ont été échantillonnées dans la mine Canadian Malartic à ciel ouvert à l'ouest de la région du Québec (Malartic, Québec, Canada). Le gisement exploité dans cette mine fait partie de la zone tectonique du lac Cadillac-Larder. Ce gisement est constitué d'un porphyre d'or archéen constitué de moins de 20 μm d'or disséminé (Helt et al., 2014). La minéralisation sur site est liée principalement à des sédiments détritiques altérés comme le grauwaacke, le mudstone et quelques siltstones. Les métasédiments ont subi des altérations carbonatées, siliceuses et potassiques. Les trois lithologies échantillonnées dans le site minier sont grauwaacke altéré (AGR), grauwaacke carbonaté (CGR) et porphyre carbonaté (CPO). Cette partie est détaillée de plus dans le chapitre suivant.

3.2 Travaux antérieurs

Les travaux menés par Elghali et al. (2018a) avaient pour objectif de développer une méthode de quantification du potentiel de génération d'acide des stériles minier par l'intégration du degré de libération. Dans ce contexte, trois lithologies avec un diamètre inférieur à 5 mm ont été étudiées. La caractérisation physique, minéralogique et chimique a montré que la pyrite était le sulfure principal dans les fractions fines et les carbonates se présentent principalement sous forme de calcite. Ces travaux ont montré que les sulfures sont plus libérés dans les fractions fines, alors que

les fractions grossières sont caractérisées par un degré de libération négligeable ($>2,4$ mm). Les tests ABA et NAG appliqués sur les lithologies étudiées ont ressorti 5/16 fractions classées comme incertaines alors que le reste est non générateur d'acide. La pulvérisation des échantillons change la texture initiale, c'est pourquoi il est nécessaire de faire une correction du potentiel acidifiant et autre neutralisant. La correction de ces paramètres a favorisé la classification de la majorité des échantillons dans la zone d'incertitude selon le contenu en carbonates élevé par rapport à celui des sulfures. Un diamètre d'encapsulation des sulfures de 2,4 mm a été défini dans cette étude et permettant de séparer une fraction réactive d'une autre non réactive en se basant sur la libération des sulfures et taille des particules en appuyant les résultats obtenus par des analyses de tomographie en 3 D. La fraction dite réactive ($<2,4$ mm) donne l'opportunité d'avoir un drainage minier acide nécessitant un traitement approprié, alors que la fraction non réactive sera l'objet d'une valorisation.

Une étude du comportement géochimique dans des colonnes a été étudiée pour les mêmes lithologies (Elghali et al., 2019a). Les résultats obtenus pour ces tests cinétiques ont montré que les fractions fines sont plus sulfureuses que les fractions grossières. Les analyses géochimiques des lixiviats ont montré que le pH était entre 7 et 8, ainsi que les concentrations des métaux dites fer et zinc sont au-dessous de la limite environnementale définie par la Directive 019 sur une durée totale de 543 jours. Le taux d'oxydation des sulfures est trop élevé pour la fraction fine ($<2,4$ mm), alors qu'il est négligeable pour la fraction grossière. Les résultats de cette étude montrent aussi que la fraction grossière $>2,4$ mm après la phase d'explosif présente plus que 90 % de l'échantillon total, et la fraction fine $<2,4$ mm présente les 10 % qui restent. Alors il est recommandé de planifier un criblage selon ce DPLS pour une meilleure gestion des stériles miniers.

3.3 Préparation des échantillons

Un tamis de 5 mm a été confectionné sur site d'extraction. Une phase de concassage avec un concasseur à mâchoire permet de réduire le diamètre de particules. Ce concasseur permet de réduire un gros bloc en fragment de granulats afin de réaliser le tamisage des stériles au laboratoire sur une fraction $<2,4$ mm. L'homogénéisation est faite dans la salle de préparation avec la méthode quartage (4 coins).

La phase d'échantillonnage permet d'avoir une masse d'environ 5 kg pour chaque lithologie. Chaque lithologie est passée dans un tamis de 1 mm au laboratoire pour séparer une fraction fine d'une autre grossière. Le contenu de chaque lithologie est servi comme échantillon ($\phi < 2.4$ mm) pour la densité relative, des observations en microscope optique, un essai de pH de pâte. Alors qu'une phase de pulvérisation permet de fournir les échantillons pour des analyses chimiques (S/C, ICP-AES, XRF, Test NAG, pH de pâte et minéralogique (DRX)).

3.4 Méthodes

3.4.1 Caractérisation physique

La distribution granulométrique a été analysée par un tamisage humide avec quatre tamis (53 μ m, 300 μ m, 850 μ m, 1.4mm). Ce type de tamisage permet de réduire les pertes et garder la masse initiale lors de la sommation des fractions choisies. La surface spécifique SS (m^2/kg) est mesurée au Laboratoire de l'URSTM à l'UQAT par un analyseur GEMINI en utilisant la théorie de BET (Brunauer et al., 1938). La densité relative G_s des stériles miniers est mesurée par l'utilisation d'un pycnomètre à hélium AccuPyc 1330 de Micrometrics (Allen, 2013).

3.4.2 Caractérisation chimique

3.4.2.1 Analyse chimique multiélémentaire par ICP-AES

L'analyse chimique ICP-AES par Perkin Elmer optima (Perkin Elmer Optima 3100 RL, USA) est une technique de spectrométrie à plasma à couplage inductif. Les solides ont donc subi une digestion préalable avec $\text{HNO}_3/\text{Br}_2/\text{HF}/\text{HCl}$ (Bouzahzah et al., 2014a). Une analyse multiélémentaire a ensuite été effectuée sur les éléments suivants : Al, As, Ba, Be, Bi, Ca, Cd, Co, Cr, Cu, Fr, K, Li, Mg, Mn, Mo, Na, Ni, Pb, S (total), Se, Si, Sr, Te, Ti et Zn. La précision de l'analyse est de l'ordre du ppm (mg/kg) avec une limite de détection (LMD) variable selon l'élément analysé.

3.4.2.2 Analyse chimique des échantillons par fluorescence X (FRX)

L'analyse FRX par Bruker (Tiger Model) est une technique d'analyse qui s'applique sur un matériel solide (Santos and Jeremias, 2009). L'échantillon choisi est bombardé avec des rayons X d'une énergie connue (Norrish and Chappell, 1977). Cette technique permet la détermination de l'abondance d'un grand nombre d'éléments mineurs et majeurs (Suarez-Fernandez et al., 2001) avec des résultats exprimés en pourcentage massique pour une LMD de 0,01 %.

3.4.2.3 Analyse chimique du S/C par fournaise à induction

L'analyse du soufre et du carbone a été effectuée sur les échantillons solides (1 g pulvérisé) par la fournaise à induction (ELTRA CS-200, LMD : 0.09%). Ce test permet de calculer le potentiel acidifiant (PA) en fonction du % massique de sulfures (%S_{total} - % S_{sulfates}) et le potentiel neutralisant (PN) par le % massique de carbone, en utilisant les équations suivantes (Sobek, 1978):

$$\text{PA (kg CaCO}_3\text{/t)} = 31,25 * \% \text{ S} \quad \text{Eq. 1}$$

$$\text{PN (kg CaCO}_3\text{/t)} = 83,3 * \% \text{ C} \quad \text{Eq. 2}$$

L'interprétation de PA et PN ont été faite dans le chapitre de revue de littérature section 2.31.2.

3.4.2.4 Test NAG et pH de pâte

Le test NAG avec une seule addition a été effectué sur un échantillon de 2,5 g déjà pulvérisé ($\leq 75 \mu\text{m}$). Cette procédure consiste à l'ajout de 250 mL de H₂O₂ diluée au 15 %. La solution a été laissée durant 24 h, ensuite filtrer (en $0,45 \mu\text{m}$) pour mesurer le pH NAG. La solution filtrée de 10 mL a été titrée par NaOH et H₂SO₄ pour mesurer l'acidité et l'alcalinité respectivement (Smart et al., 2002).

Le pH de pâte a été effectué sur une masse de 10 g de l'échantillon (non pulvérisé) placé dans 10 mL de l'eau ionisé (rapport eau/solide est de 1) avec une agitation continue (Smart et al., 2002). Le mélange a été laissé pour décanter pour 5 à 10 min. Le pH été mesuré pour une comparaison avec le pH du test NAG pour classer le risque du drainage acide de la roche selon le critère élaboré par Parbhakar-Fox et al. (2018).

3.4.3 Caractérisation minéralogique

Les sections qui suivent ont pour but de décrire les étapes suivies pour la caractérisation minéralogique des stériles miniers. Cette section présente la phase de préparation des sections polies et les analyses minéralogiques MO, DRX, MEB et QEMSCAN®.

3.4.3.1 Préparation des sections polies

La résine (15 ml par section polie) et le carbone noir (0.4 g par section polie) ont été mélangés pendant 3 h avec une vitesse de malaxage de 200 tours/min afin d'avoir un bon mélange. Le durcisseur (2 ml par section polie) est ajouté au liquide trop visqueux pendant 3 min. 3 g des échantillons ont été mis dans un support pour les mélangés avec peu de mélange déjà préparé pour avoir une distribution des grains sur le plan de la section polie. Après une durée de 12 h, les sections polies séchées sont polies sur six disques. Comme étape finale, les sections polies ont été placées dans un bain pour éliminer les grains qui restent encore collés.

3.4.3.2 Inventaire minéralogique au microscope optique (MO)

La microscopie optique en lumière réfléchie est une technique utilisée pour l'identification des minéraux opaques sur des échantillons montés en sections polies. Les sections polies préalablement préparées ont été étudiées à l'aide d'un microscope optique Zeiss Axio, en lumière réfléchie polarisée non analysée (LPnA) et analysée (LPA). Les minéraux ont pu ainsi être déterminés selon des critères d'identification qui leur sont propres (couleur, forme, dureté, pléochroïsme, anisotropie, etc.).

Durant cette phase d'inventaire minéralogique, les surfaces des sections polies ont été balayées au microscope plusieurs fois, en utilisant différents grossissements variants entre 10 et 50 fois, afin d'identifier les minéraux opaques et décrire les textures et les associations observées. Il est à noter que les captures d'images de ces zones d'intérêt ont été réalisées à l'aide d'un microscope inversé Leica DMI8 avec caméra Lumenera Lt425, avec une source de lumière de D.E.L. 100 de Märzhäuser Wetzlar.

3.4.3.3 Analyse par diffractométrie des rayons X (DRX)

La diffraction des rayons X est une méthode d'analyse physico-chimique, courante utilisée pour l'identification des minéraux et leur estimation semi-quantitative dans un échantillon. Cette technique est couramment appliquée pour étudier des matériaux à grains très fins difficilement observables par microscopie optique. Selon cette technique, dans un premier temps, les échantillons pulvérisés de 2 g passent par une micronisation dans l'isopropanol, afin d'obtenir une poudre composée de cristallite d'environ 10 μm .

Les résultats obtenus se présentent sous forme de diffractogramme, représentant une courbe d'intensité I (pics) en fonction de l'angle 2θ , la superposition de ces diffractogrammes représente chacune des phases minérales présentes dans l'échantillon. La signature des minéraux obtenue permet la caractérisation et l'identification des phases en comparant les pics de diffraction obtenus avec une base de données identifiées. Pour les besoins de cette étude, l'appareil utilisé pour cette analyse est un diffractomètre D8 Advance de Bruker équipé avec une anticathode de cuivre ayant un angle balayage de 5° à 70° . L'identification des phases minérales ont été effectuées par le logiciel Diffractplus EVA software (Version 3.1, Bruker, Milton, ON, Canada). Et la quantification des phases abondantes est faite par le logiciel Topas (Version 4.2, Bruker, Milton, ON, Canada) avec la méthode de Ritveld (Rietveld, 1969).

3.4.3.4 Analyse d'image et chimique par microscope électronique à balayage (MEB)

L'analyse des signaux émis durant les interactions électrons-solide (échantillon solide) en utilisant la microscopie électronique à balayage (MEB), permet de caractériser tous les aspects du solide : topographie, morphologies, textures et la composition chimique des phases minéralogiques cristallisées ou non (Le Gressus, 1995). Dans le cadre de cette étude, des zones des sections polies ont été sélectionnées pour leur intérêt minéralogique afin d'être étudiées au MEB. L'appareil utilisé pour cette étude est un microscope électronique à balayage Hitachi S-3200-N. Afin de faciliter les observations au MEB, et d'éviter des phénomènes de charge pouvant affecter la résolution de l'image, la surface des sections polies a été recouverte d'une fine couche de carbone. Un morceau de cuivre a également été collé de la surface jusqu'au bas de la section polie. Ces étapes servent à rendre la surface conductrice et à permettre l'évacuation du surplus d'électrons

afin de faciliter l'observation. Les images ont été acquises en électrons rétrodiffusés (e_r), qui permettent d'identifier les minéraux à partir de leur contraste de phase. Le MEB utilisé est également équipé d'un détecteur de rayons X (EDS, *energy-dispersive X-ray spectrometry*). Cet appareillage a permis de réaliser des analyses chimiques élémentaires ponctuelles (micro-analyse) dont les limites de détection sont de l'ordre de 1000 mg/kg (1000 ppm).

3.4.3.5 Quantification minéralogique par QEMSCAN[®]

Dans le but d'approfondir la caractérisation des stériles étudiés (quantification et libération), il a été recommandé de soumettre les échantillons à la technique de quantification minéralogique QEMSCAN[®] (*Quantitative Evaluation of Materials by Scanning Electron Microscopy*). L'appareillage standard est basé sur un MEB équipé de quatre détecteurs EDS qui réalisent l'acquisition automatique des images en BSE. Il s'agit d'une technique couramment utilisée pour l'étude des minerais et les produits de broyage pour l'optimisation des procédés minéralogiques dans l'industrie minière (Bouzahzah, 2013b). Les informations fournies par le système sont l'identification et la quantification des phases minérales. En outre, cette technique permet aussi l'analyse des paramètres minéralogiques tels que les associations minéralogiques, le degré de libération des minéraux, et la distribution granulométrique globale et par phase minérale. Les multiples informations que confère cette technologie permettront d'affiner la caractérisation des stériles étudiés, lors des calculs de réconciliations minéralogiques et donc de statuer sur leur impact environnemental. L'analyse a été réalisée par le laboratoire XPS consulting pour les échantillons de têtes des trois lithologies.

3.4.4 Procédé de séparation physique

La séparation physique par gravimétrie est une méthode de préconcentration, en amont de concentrateur. Elle permet de séparer les sulfures de la gangue en se basant sur leur densité (Atrafi et al., 2012; Falconer, 2003). Il existe différentes variantes de la technique de la séparation par gravimétrie à savoir : table de secousse, jigs, la table Mozley, Knelson etc... Les sections qui suivent présentent le principe et le déroulement des essais avec le séparateur de Knelson et la table de Mozley.

3.4.4.1 Séparateur de Knelson

Le séparateur de Knelson se base sur le concept de centrifugation (Fatahi and Farzanegan, 2018; Ghaffari and Farzanegan, 2018; Knelson and Edwards, 1990) afin de séparer les matériaux denses, nommés concentrés de Knelson, dans un bol avec des lits horizontaux et les autres légers, nommés rejets de Knelson, sortant du bol et récupérés dans une chaudière (Figure 3.1).

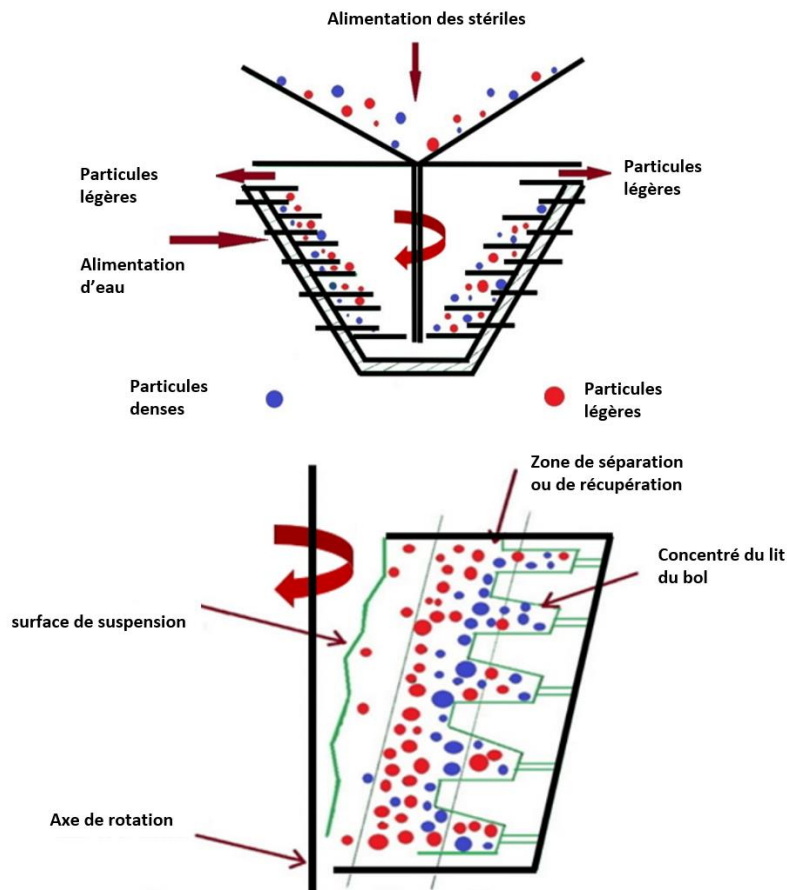


Figure 3.1 Schéma du séparateur de Knelson (adapté de Fatahi and Farzanegan (2018))

L'alimentation de ce séparateur par les trois lithologies (en deux fractions ; F1 :0-1 mm et F2 :1-2,4 mm) se fait par pulpe pour que les particules soient bien libérées et il n'y aura pas d'agglomération. Les paramètres ajustés pour le séparateur de Knelson sont le débit d'eau de fluidisation qui est de l'ordre de $3,6 \pm 0,1$ L/min. Au démarrage, le bol est fixé par un anneau vissé et un entonnoir d'alimentation est monté au-dessus pour assurer la bonne alimentation de la pulpe.

À la fin de l'essai, la valve d'eau de fluidification doit être fermée avant la mise en arrêt du séparateur Knelson pour assurer que le concentré reste dans le bol. Cette étape est cruciale afin de ne pas perdre le concentré et de le mélanger avec le rejet. À la fin de chaque opération, le séparateur doit être démantelé et nettoyé avec une solution savonneuse pour ne pas contaminer les autres fractions. Le concentré du bol et les particules attachées à l'anneau du bol sont récupérés suite à un nettoyage de l'intérieur et de l'extérieur pour assurer la récupération de la totalité du concentré. Le rejet de Knelson en chaudière est dirigé vers une filtration par pompe à pression d'air. Le concentré et le rejet issus de cette opération sont passés dans la table de Mozley afin d'améliorer les performances de séparation (rendement de récupération) des sulfures de la gangue.

3.4.4.2 Table de Mozley

La table de Mozley permet de séparer les matériaux qui ont une forte densité (concentré de Mozley), moyenne densité (mixte de Mozley) et de faible densité (rejet de Mozley). La séparation des trois matériaux se fait selon la couleur, la densité et la texture des particules sur la table plate (Falconer, 2003; Mackay et al., 2015; Wills and Finch, 2016a).

Les paramètres qui ont été fixés pour ce dispositif sont la pente qui est $0,5^\circ$ sur le plan de la table et 0° sur le plan vertical de la table, le débit d'eau qui est de l'ordre de 2 L/min, la vitesse de vibration qui est de l'ordre de 90 et le nombre de tours (amplitude) qui est de 3,5. Le système d'irrigation à deux vagues et la vibration du plateau permettent de concentrer les particules les plus denses en haut du plateau (Figure 3.2).

Après l'ajustement de ces paramètres, le concentré de Knelson (en deux fractions ; F1 :0-1mm et F2 :1-2,4mm) est déposé sur le plateau de la table séparément pour subdiviser les trois produits sur table de Mozley. Deux à trois nettoyages sont effectués pour assurer la séparation de la fraction légère et sa récupération dans une chaudière. Ce type de nettoyage doit être fait avec un racloir propre pour ne pas rayer la surface du plateau. Le mixte et le concentré sont séparés par le racloir pour une récupération respective dans deux récipients étiquetés. Les rejets de Mozley sont séchés à l'air libre pour ne pas affecter la surface des particules pour donner suite à la planification des essais cinétiques, alors que le concentré et le mixte sont séchés dans un four à 90°C .

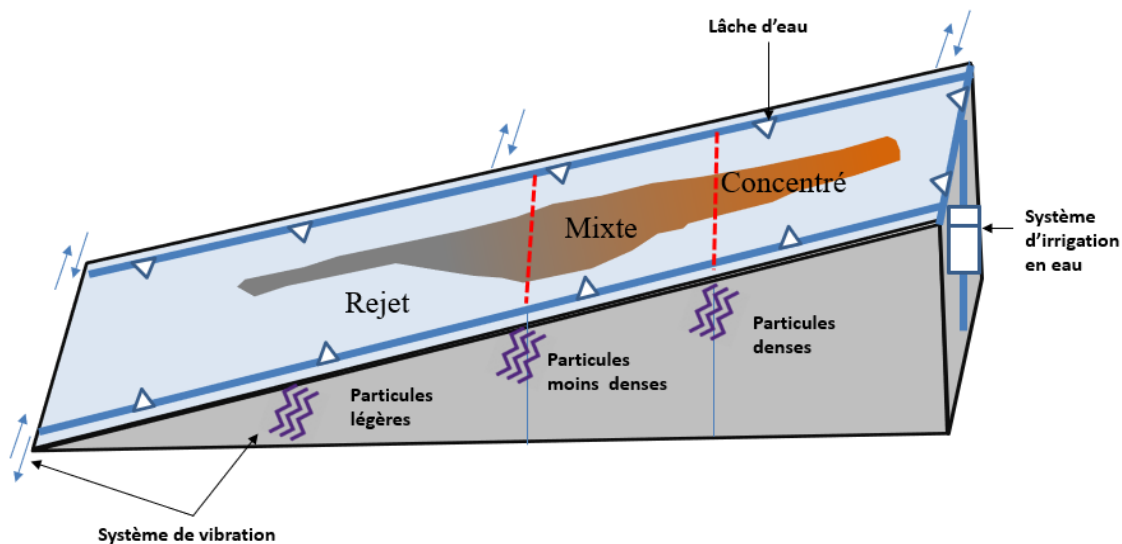


Figure 3.2 Schéma de la table de Mozley pour concentrer les sulfures denses

3.4.5 Essais de flottation

Des essais de flottation ont été effectués sur l'échantillon de tête pour comparer les résultats de récupération avec ceux de la gravimétrie. Pour se faire, un protocole expérimental est suivi pour avoir des rejets désulfurés sur 3 échantillons de têtes en respectant la fraction 40 % pour la fraction fine et 60 % pour la fraction grossière.

3.4.5.1 Réactifs et mécanismes

Les procédés de flottation font appel à trois variétés des réactifs chimiques. Parmi ces derniers on cite, le collecteur, l'activant et l'agent moussant. Le collecteur constitue le principal réactif utilisé dans la flottation (Benzaazoua et al., 2000; Derycke et al., 2013; Mermillod-Blondin et al., 2005a; Peng et al., 2017; Seke, 2005; Trahar, 1981; Wills and Finch, 2016b).

- Collecteur

Le collecteur est un réactif qui s'ajoute à la pulpe de flottation afin de recouvrir les surfaces des minéraux sulfureux qu'on souhaite flotter. Il est adsorbé à l'interface solide/liquide. Il est caractérisé par sa sélectivité, c'est-à-dire il est adsorbé à l'interface d'un seul minéral. Les collecteurs les plus utilisés pour la flottation des sulfures sont les collecteurs sulfhydryles (sulfure de fer : pyrite) qui sont généralement les xanthates et les dithiophosphates. Le xanthate est moins

coûteux et plus facile à trouver. Il est efficace, mais il n'est pas sélectif, car quand la puissance de collection augmente, la sélectivité diminue. Quant aux dithiophosphates, ils sont très utiles pour flotter les sulfures de cuivre et de zinc.

- **Activant**

L'activant est un réactif qui permet de modifier l'interface solide/liquide pour favoriser l'adsorption des collecteurs. Il est à noter que l'ajout d'un activant se fait avant celui d'un collecteur. Les activateurs sont des sels inorganiques solubles qui s'ionisent en solution, les ions réagissant ensuite avec la surface minérale.

- **Agent moussant**

Les moussants sont des réactifs qui sont adsorbés à l'interface liquide/gaz, ceux-ci offrent la possibilité aux bulles d'air à capter les particules hydrophobes pour entraîner la surface de la pulpe. Les bulles d'air sont produites par le broyage de l'air aspiré par l'action d'une rotative de la cellule de flottation (Wills and Finch, 2016b). L'emploi d'un agent moussant a deux raisons principales : il permet d'accroître la qualité des bulles d'air dans la pulpe et il contrôle la qualité de la mousse au-dessus de la pulpe. La présence de la mousse stabilise les bulles d'air avec une moyenne de 0,5mm (0,1mm et 1mm). En absence du moussant (eau pure), les bulles d'air générées sont plus grosses (0,5mm -3mm), ceci cause la diminution du nombre de bulles par unité de volume de pulpe (Wills and Finch, 2016b). La qualité d'une mousse dépend des performances minéralogiques à atteindre qui sont le rendement métal et la teneur du concentré à récupérer. La teneur et le rendement métal sont associés à la texture de la mousse. Une mousse stable demeure consistante aussi longtemps qu'elle n'est pas récupérée dans le récipient du concentré.

3.4.5.2 Procédé de flottation

Les échantillons étudiés (équivalent de 357g chacun) contiennent des particules hydrophobes, c'est pour cela une flottation naturelle est effectuée en premier lieu sans aucun réactif. L'élimination de ces particules hydrophobes permet de contrôler le niveau d'eau et aussi la qualité de la mousse. Après cette étape, la pulpe ayant un pourcentage de solide de 25% est alimentée dans une cellule Denver de 1,2 L (Figure 3.3).

Des tests primaires ont été faits pour optimiser le temps de flottation. La durée d'une minute (1 min) été la durée maximale dont la mousse devient blanche et cela démontre que le processus ne peut pas flotter les sulfures après 1 min. La pulpe résultante de la première flottation sera conditionnée 5 min avec l'activant (150 g/t), 5 min avec le collecteur (90 g/t) et 5 min avec l'agent moussant (50 g/t).

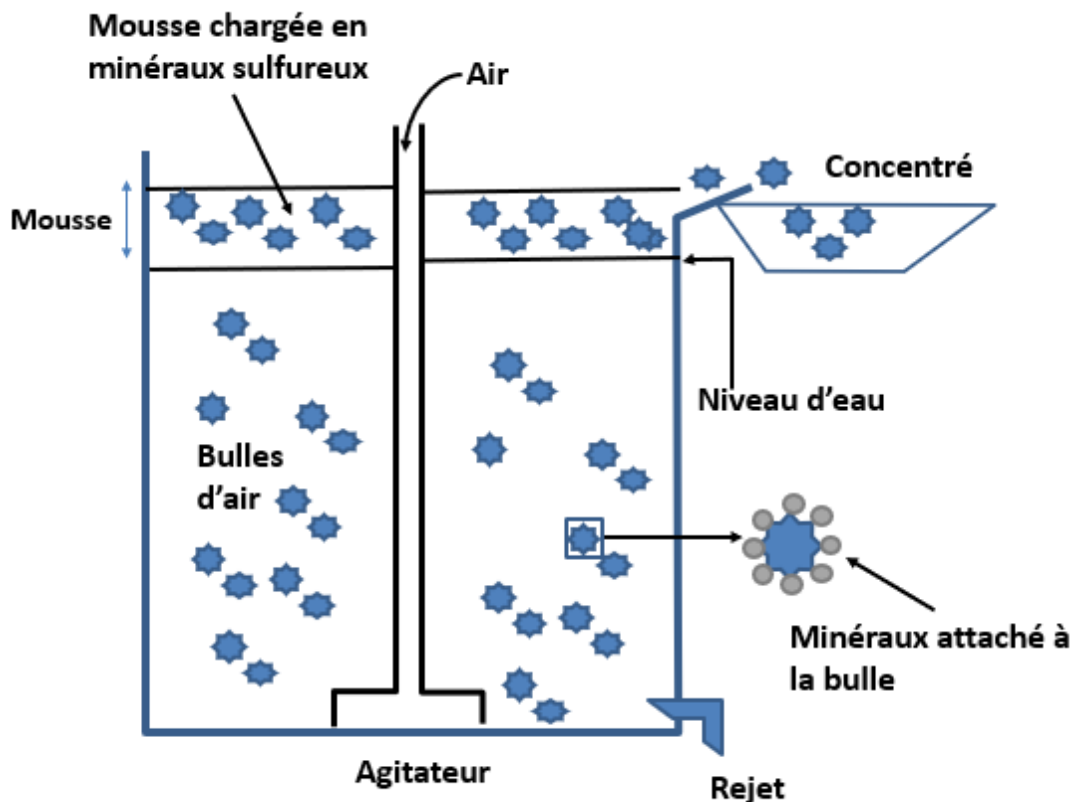


Figure 3.3 Principe de fonctionnement de la flottation (adapté de Wills and Finch (2016b))

Finalement, trois concentrés seront récupérés et séchés à l'étuve. Le rejet de désulfuration sera séché à l'air libre pour ne pas affecter la surface spécifique. L'augmentation de la surface spécifique peut se faire par l'agglomération des particules solides (Romagnoli et al., 2013) ou bien de la précipitation des solides contenus dans les eaux des pores. Des analyses S/C seront effectuées sur les concentrés et les rejets des essais de flottation pour mesurer l'efficacité de l'opération.

3.4.6 Essai cinétique en min-cellule d'altération

La sélection des types des essais cinétiques est faite selon plusieurs facteurs à savoir : le comportement géochimique statique des échantillons de tête, la variation des teneurs des métaux sulfureux, la granulométrie des lithologies et la quantité des échantillons disponible. Ce type d'essai est considéré comme reproductible (Demers et al., 2011; Elghali et al., 2019a). À l'image des connaissances et les résultats chimiques et minéralogiques en plus des tests de prédiction statiques, les mini-cellules d'altération ont été recommandées à la suite de la faible quantité des échantillons. Les avantages de ce type d'essai sont la rapidité et une stabilisation du comportement géochimique de 15 à 20 cycles de rinçages (Bouzahzah et al., 2014a).

L'oxydation accélérée et agressive des sulfures avec des petites quantités d'échantillons a été l'objectif principal de l'utilisation de ce type d'essais. Le nombre important d'analyses des lixiviats (deux par semaine pour les quatre premières semaines et une fois par semaine pour les huit dernières semaines) permet d'évaluer la qualité des eaux de drainage.

Le tout-venant (TV) et les rejets désulfurés par la méthode gravimétrique des trois lithologies AGR, CGR et CPO ont été montés dans des mini-cellules pour évaluer le comportement de la cinétique de réaction d'oxydation des sulfures.

Afin de simuler les conditions du terrain, six mini-cellules d'altération ont été montées avec 3 lithologies de tête et 3 rejets désulfurés issus de la séparation gravimétrique. Le contour intérieur des entonnoirs de Buchner a été enduit de graisse de silicone. Deux papiers filtres (Whatman 0,45 μm) ont été placés sur la base des entonnoirs. Le bord aussi a été étanchéifié avec de la graisse de silicone supplémentaire afin d'éviter toute rupture entre l'entonnoir de Büchner et les papiers filtres. Le papier-filtre a également joué un rôle important dans la prévention des pertes de matériaux en retenant les petites particules qui pouvaient passer à travers les trous de Büchner (perforations). Enfin un équivalent de 67g (masse sèche) de chacun des solides a été déposé directement sur le papier filtre. Une fiole sous vide de 250 mL a été installée sous chaque Büchner pour récupérer le filtrat après chaque rinçage (Figure 3.4).

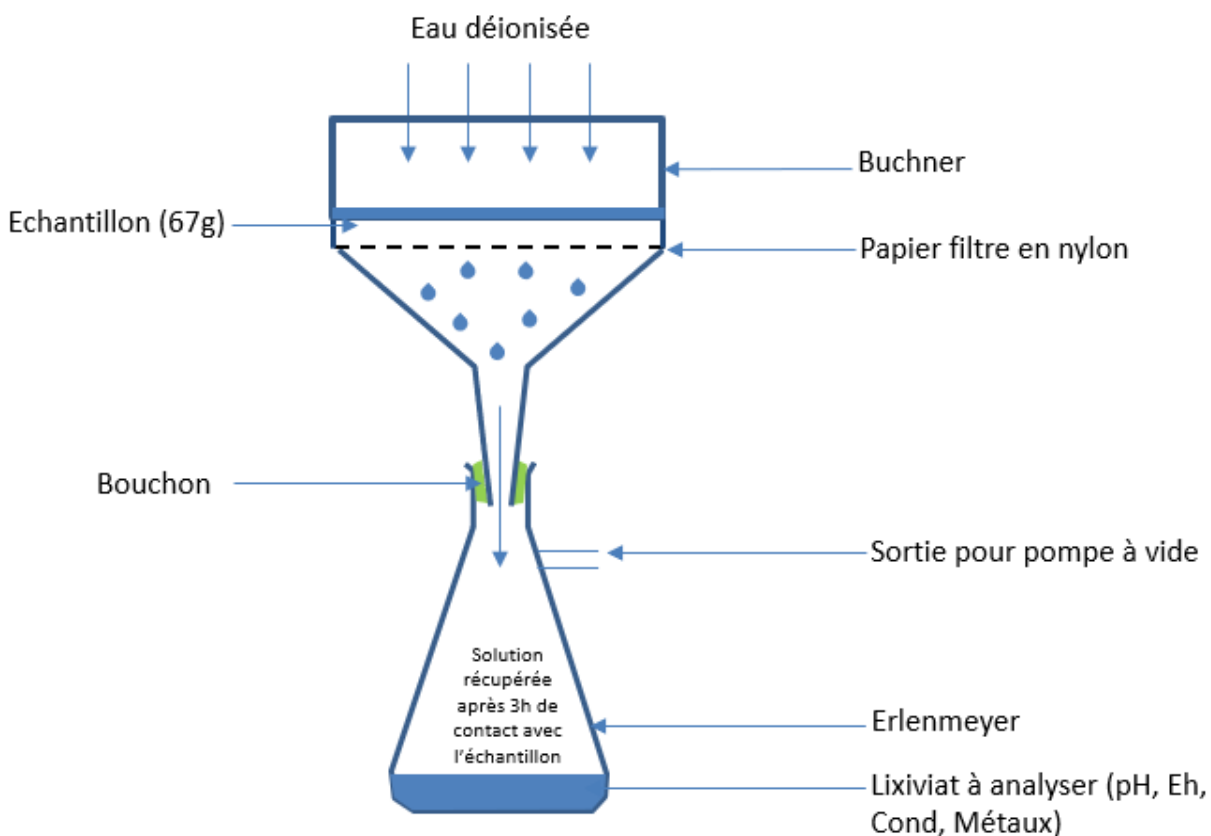


Figure 3.4 Schéma du montage de l'essai en mini-cellule d'altération

Ces mini-cellules ont été suivies durant 84 jours (24 cycles, 2 cycles = 1 semaine) pour mesurer différents paramètres à savoir pH, potentiel redox (Eh) et conductivité électrique (EC), l'acidité, l'alcalinité et la concentration en métaux par ICP-AES. Ces paramètres ont été mesurés juste après la récupération des lixiviats afin d'éviter les variations que peut causer le temps de séjour. Deux irrigations ont été planifiées (lundi et jeudi) avec un volume de 50mL d'eau ionisée. Les analyses ICP-AES par PerkinElmer OPTIMA 3100 RL (ICP-AES; précision relative de 5 %) ont été effectuées deux fois par semaine durant le premier mois et une fois par semaine pendant le reste du temps. Les lixiviats filtrés à 45 μm ont été collectés dans un tube de 10mL avec 2 % de la solution HNO_3 pour des fins de préservation. Les sulfates ont été déterminés pour un lixiviat filtré à 45 μm avec DR/890 HACH colorimeter (Method 8051).

Le diagramme Eh-pH a été calculé pour les lixiviats des six mini-cellules à 21 °C en utilisant la base de données Geochemist's workbench (GWB) (student edition, Version 12.0.1, Aqueous

Solutions LLC, Richmond, VA, USA). Les activités du fer (Fe) et du soufre (S) ont été calculées par Visual Minteq (Version 3.1, KTH, Stockholm, Sweden) à partir de leurs concentrations moyennes. Après, les données de Eh moyen et pH moyen des six mini-cellules ont été projetées sur le diagramme Eh-pH.

Après l'arrêt des essais cinétiques, une caractérisation post-démantèlement a été faite pour l'interprétation du comportement géochimique et pour confirmer les résultats obtenus. Dans ce contexte, des analyses chimiques du soufre et carbone, analyse DRX et des analyses ICP-AES et des sulfates ont été effectués après la phase de démantèlement. Des sections polies ont été réalisées afin de faire une investigation minéralogique sous le microscope optique MO et le MEB, et pour voir la texture finale des sulfures dans les échantillons de tête et ceux des rejets désulfurés par gravimétrie.

CHAPITRE 4 ARTICLE 1: UPSTREAM ENVIRONMENTAL DESULPHURIZATION AND VALORIZATION OF WASTE ROCKS AS A SUSTAINABLE MANAGEMENT APPROACH

Préambule

Il a été vu à la section 2.5.1 que la désulfuration permet de réduire la partie problématique (fine) dans les rejets miniers. Elle constitue aussi l'un des facteurs qui contrôlent la production de drainage minier acide.

Parmi les objectifs importants de la technique de désulfuration environnementale est de décontaminer les stériles miniers, la récupération de la valeur résiduelle et la proposition d'une approche de gestion des stériles miniers en amont de la phase l'extraction (voir section 2.5.2).

C'est pourquoi, dans cette étude, une approche de désulfuration environnementale (gravimétrie et flottation) est appliquée sur les stériles de la mine Canadian Malartic qualifiés comme incertains selon leurs potentiels de génération d'acide (sections 2.3.3 et 2.3.4).

Cet article est soumis à Journal of Geochemical Exploration et il est sous révision à date du 10-01-2020.

Amar Hicham¹, Benzaazoua Mostafa¹, Elghali Abdellatif², Bussière Bruno¹, Duclos Martin³

¹ Research Institute on Mines and Environment (RIME), Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, 445 Boul. Université, Rouyn-Noranda, QC J9X 5E4, Canada

² Geology and Sustainable Mining Department, Mohammed VI Polytechnic University, Ben Guerir 43150, Morocco

³ Mine Canadian Malartic, 100, Chemin du Lac Mourier, Malartic, QC J0Y 1Z0, Canada

Résumé

Les mines à ciel ouvert qui exploitent des gisements polymétalliques génèrent des grandes quantités de stériles qui sont déposés sous forme de haldes en surface. Ces stériles miniers sont caractérisés par une grande hétérogénéité de leurs propriétés hydrogéologiques, physiques et minéralogiques. Le principal objectif de cette étude est la caractérisation fine des trois principales

lithologies de la mine Canadian Malartic (Québec, Canada) et l'application de la désulfuration environnementale afin de réduire le potentiel de génération d'acide et de récupérer les métaux précieux résiduels qui sont l'or et l'argent. Les trois lithologies ont été échantillonnées suite à l'abattage par explosif tout en s'assurant de leur représentativité. Chaque lithologie a été d'abord débarrassée de sa fraction inerte (supérieure à 2,4 mm représentant le diamètre physique d'encapsulation des sulfures *DPLS*). La fraction fine est ensuite divisée en deux fractions afin d'optimiser leur gestion : 0-1mm comme fraction dite fine et 1-2.4mm comme fraction dite grossière. Les analyses chimiques et minéralogiques ont montré que les trois lithologies <2,4mm sont plus riches en carbonates (principalement la calcite) qu'en sulfures (pyrite). Le bilan acide base et le NAG test montrent que les trois lithologies et leurs fractions correspondantes sont non potentiellement génératrices d'acide exceptées trois fractions qui sont incertaines. La désulfuration au laboratoire utilisant la méthode gravimétrique (concentrateur de Knelson et table de Mozley) s'est avérée plus efficace que la flottation. La méthode gravimétrique a offert un bon taux de récupération des sulfures de l'ordre de 84%. La pyroanalyse de l'or (Au) et de l'argent (Ag) sur le concentré de désulfuration par gravité présente une teneur en or de 3,78 g/t et de 4,9 g/t en argent. La récupération de ces métaux précieux pourrait compenser une partie des coûts du retraitement des stériles et permettre une gestion plus intégrée.

Mots clés : Drainage minier acide, désulfuration environnementale, gestion des stériles miniers, méthode gravimétrique, flottation

Abstract

Open-pit mine generates a large volume of waste rocks (WR) that are deposited as unsaturated piles on the surface. WR are mainly characterized by the high heterogeneity of their

hydrogeological, mineralogical and physical proprieties. The main objectives of this study were the fine characterization of waste rock from Canadian Malartic mine (Quebec, Canada) and the environmental desulphurization of the three waste rocks main lithologies to reduce their acid generation potential and recover the residual precious metals. The studied materials were sampled after blasting operation while ensuring their representativity. Each lithology was first screened based on the DPLS (diameter of physical locking of sulphides) to remove the inert fraction higher than 2.4 mm. Then, the fine fractions were separated into two fractions to optimize their integrated management: 0-1 mm referenced as fine fraction and 1-2.4 mm referenced as coarse fraction. Chemical and mineralogical determinations showed that the three lithologies are more enriched in carbonates (mainly as calcite) than sulphides (mainly as pyrite). The acid base accounting (ABA) testing and the net acid generation (NAG) tests both showed that these lithologies (<2.4 mm) and their corresponding fractions are non-acid generating except three fractions that are uncertain regarding their acid generation potential. Desulphurization using laboratory gravity separation (Knelson separator and Mozley table) was more efficient than flotation. All desulphurized materials from gravity and flotation methods were in the non-acid generating zone to downright non-acid generating potential. The gravity method offered a sulphur recovery of about 84 wt. %. The pyroanalysis of gold (Au) and silver (Ag) on the concentrate of desulphurization with gravity methods display a gold content of 3.78 g/t and of 4.9 g/t for silver. The precious metals recovery could offset partially the costs related to the waste handling and reprocessing.

Keywords: Acid mine drainage, environmental desulphurization, waste rock management, gravity method, flotation

4.1 Introduction

Open pit mines generate a large volume of waste rock (WR) that are often stored in unsaturated surface waste rock piles (Amos et al., 2015; Benzaazoua et al., 2017; Bussiere, 2007; Elghali et al., 2018a). The waste rock is defined as the non-economic rocks that must be extracted to attain the orebody. The integrated management of WR consists in their reuse in underground rockfill which subsequently reducing their surface disposal area (Benzaazoua et al., 2005). In general, WR contain non-negligible content of iron sulphide minerals such as pyrite and pyrrhotite (Amos et al., 2015; Jamieson et al., 2015). Exposition of sulphides to water and atmospheric oxygen could generate acid mine drainage (AMD) if the neutralization potential is insufficient to buffer the acidity produced (Elghali et al., 2019b). Sulphides oxidation increases the acidity and the concentrations of metals/metalloids of the drainage water which presents a serious risk for the environment (Amos et al., 2015; Benzaazoua et al., 2004; Bouzahzah et al., 2014b; Bussière et al., 2004; Elghali et al., 2018a; Nordstrom, 2000). Thus, prediction of AMD formation becomes mining industries' priority to design the best practices for final reclamation (Bussière et al., 2007; Demers et al., 2017; Kabambi et al., 2017; Samad and Yanful, 2005). Prediction of AMD could be done using several techniques such as static tests and kinetic tests. Static tests are designed for short and rapid prediction of AMD formation and kinetic tests are designed to evaluate minerals oxidation/dissolution rates, lag time and element leaching rates (Elghali et al., 2018a; Erguler and Erguler, 2015; Paktunc and Davé, 2000). For both categories, the mineralogical and chemical characterizations of the samples are crucial to predict AMD predictions (Brough et al., 2013; Elghali et al., 2018a; Hammarstrom and Smith, 2002; Jamieson et al., 2015; Kwong, 1993; Lawrence and Scheske, 1997; Lindsay et al., 2015; Paktunc 1999 a). Due to its heterogeneous

properties, characterization of WR may present some difficulties compared to tailings that are considered relatively homogeneous materials (Amos et al., 2015; Bussière et al., 2007; Elghali et al., 2018a). Actually, particle size of WR may vary from microns to metric blocs. Consequently, the chemical and mineralogical properties of WR are variable considering the particle size (Bouzahzah et al., 2015; Elghali et al., 2018a; Erguler and Erguler, 2015). Previously, Elghali et al. (2018a) defined the diameter of physical locking of sulphide (DPLS) which separates a WR into two fractions: i) fraction under DPLS referenced as fine reactive fraction and ii) the fraction above DPLS, which is coarser and non-reactive. For the waste rocks of Canadian Malartic mine, 2.4 mm was identified as the DPLS (Elghali et al., 2018a). In this study, the fraction under 2.4 mm (the reactive fraction) will be intensely characterized and submitted to desulphurization as a technique for decontamination and precious metals recovery.

Desulphurization approach is an environmental alternative for integrated mine wastes management (Alam and Shang, 2012; Benzaazoua et al., 2017; Benzaazoua et al., 2000; Bois et al., 2005; Broadhurst et al., 2015; Derycke et al., 2013; Gülsoy and Gülcan, 2019; Kongolo et al., 2004; Ma et al., 2019; Noirant et al., 2019). The main objective of environmental desulphurization is to eliminate sulphides from mine waste to avoid acid mine drainage formation (Bois et al., 2005) by reducing the acidification potential (AP) of the waste rock and increasing its net neutralization potential (NNP). Environmental desulphurization could be done using several methods such as flotation and gravity methods (Wills and Finch, 2016a; Wills and Finch, 2016b). The desulphurization using flotation has already been used successfully to control AMD drainage formation in several mine tailings (Alam and Shang, 2012; Benzaazoua et al., 2000; Broadhurst et al., 2015; Kongolo et al., 2004; Mermillod-Blondin et al., 2005a; Wills and Finch, 2016b).

Nevertheless, the flotation process is limited by the particle size distribution; this process is possible for finely grinded materials (Derycke et al., 2013). In addition to flotation, there are other techniques using physical separation that could be used for desulphurization. For example, gravity methods are used to preconcentrate and concentrate target minerals (Atrafi et al., 2012; Falconer, 2003). There are several techniques based on the gravity concentration such as Jigs (Araujo et al., 2003; Atrafi et al., 2012), Spirals (Araujo et al., 2003), Shaking table (Atrafi et al., 2012), Knelson separator (Ghaffari and Farzanegan, 2018; Gülsoy and Gülcan, 2019; Knelson and Edwards, 1990), Mozley multi-gravity separator (Mackay et al., 2015), and Falcon concentrator (Falconer, 2003). All the equipment including the Knelson separator and Mozley table are environmentally friendly without using any chemical reagents.

Knelson separator is a specially designed fluidized centrifuge that separates the heavy material from lighter background associated to gangue minerals (Fatahi and Farzanegan, 2018; Ghaffari and Farzanegan, 2018; Gülsoy and Gülcan, 2019; Knelson and Edwards, 1990; Luttrell, 1995; Ma et al., 2019; Marion et al., 2018). This separation is based on the velocity between the particles with variable size and density (Fatahi and Farzanegan, 2018). The Knelson separator can treat particle sizes ranging between 10 μm and 6 mm (Knelson and Edwards, 1990). Any particle size higher than the 6 mm must be screened out. The performance of centrifugal gravity separators including the Knelson separator was evaluated for fine coal processing and found that this unit was capable to achieve a sulphur rejections of over 70 % (Luttrell, 1995).

The Mozley table with plat-profile tray was recommended to concentrate minerals as an efficient gravity method (Mackay et al., 2015). According to Meckay et al (2015), the factors that influenced the gravity separation using the Mozley table are the table speed, longitudinal slope, amplitude

and the water flow rate. The process of separation with the Mozley table is based on two physical factors: density and grain size. Particles of high density will move more slowly than lighter particles and so a lateral displacement of the material will be produced. Particles with low density are separated first moving down in the direction of the water flow. The division of sediments in three parts (gangue, middling and concentrate) is visually discernable based on their form, pattern, extend and color (Mackay et al., 2015). The advantages of this method are the ability to see separation and adjust it with a frequent operator attention. Low installation cost per ton, low energy cost, high capacity, effectiveness and absence of damaging environmental effects by using chemical products constitute the advantages of the gravity methods (Önal et al., 2005) in comparison with other methods like flotation.

The Knelson separator is essentially a hindered settling device with centrifugal force substituting for the force of gravity (Uslu et al., 2012). The treatment capacity of Knelson separator ranges from laboratory scale to 150 t/h for grain size between 10 μm and 6 mm (Wills and Finch, 2016a). The large fresh water needed to fluidize the particle bed constitutes of the major disadvantages of knelson separator (Ghaffari and Farzanegan, 2018; Luttrell, 1995).

Many studies used the environmental desulphurization on mine tailings to reduce the AMD production (Benzaazoua et al., 2017; Bois et al., 2005; Broadhurst et al., 2015; Kongolo et al., 2004; Noirant et al., 2019). The desulphurization of waste rock applied in this study is an original idea to manage upstream waste rock in situ at the mine operation. It was never tested previously on waste rock due to:

- The large grain size distribution of these material;
- The difficulty to have liberated sulphides;

- The difficulties to handle already deposited (and probably oxidized) waste rock.

The fraction below the DPLS (<2.4 mm) of three lithologies coming from a gold open pit mine (Québec, Canada) were divided into two fractions for physical, chemical, and mineralogical analysis. Static tests (ABA and NAG) were applied to assess the acid generating potential. Environmental desulphurization using different techniques was applied on waste rocks to reduce their sulphide content.

4.2 Materials and methods

4.2.1 Methodology of the study

The methodology used in this study is divided into five steps as illustrated in Fig.1:

- i) Geologic description of Canadian Malartic mine wastes rock to classify the lithologies;
- ii) Preparation of three lithologies using humid sieving, homogenization and pulverization;
- iii) Physical, chemical, and mineralogical characterization of the three lithologies as head samples and their fine and coarse fractions;
- iv) Desulphurization of the three lithologies using flotation and gravity methods;
- v) Pyroanalysis Au/Ag of the concentrate materials resulting from the desulphurization methods;
- vi) Acid generation potential assessment using ABA and NAG tests for the desulphurized materials.

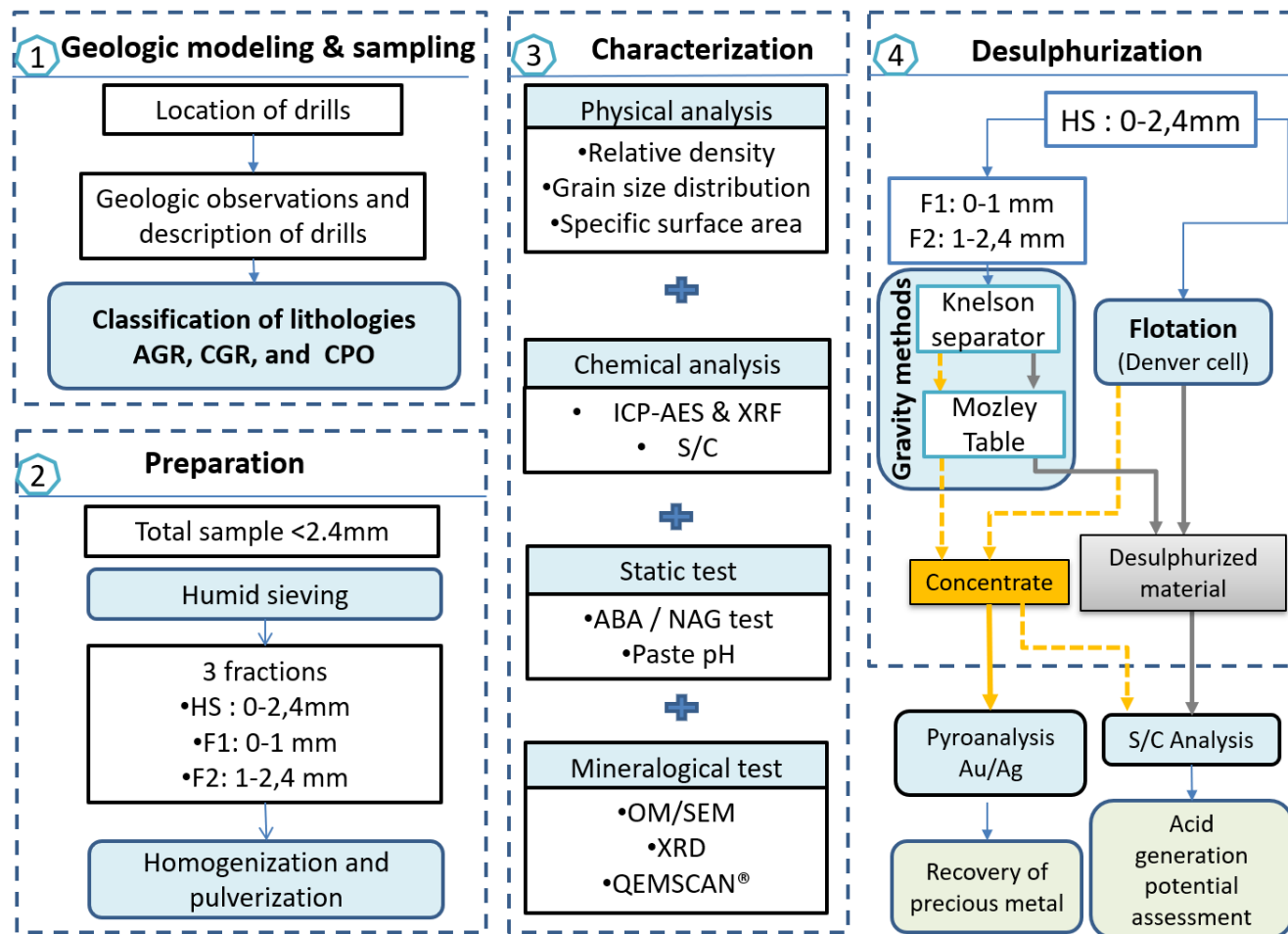


Fig. 1 Methodology for waste rock characterization and desulphurization to assess acid generating potential and the recovering precious metals (HS: head sample, SEM: scanning electron microscopy, OM: optical microscopy).

4.2.2 Materials

4.2.2.1 Geological description

The lithologies were sampled in a deposit that is an Archean gold porphyry system located in Malartic (Quebec province). This deposit consists of zone with gold and pyrite mineralization that are disseminated and known by the presence of altered metasediments and diorite porphyry. The abundance of the metasedimentary units characterizes the geology of the deposit; they are also presenting several epizonal to mesozonal felsic porphyry intrusions (syenites, quartzic syenites, and granodiorites) (Helt et al., 2014). Disseminated pyrite with percentages of between 1 and 5 wt. % with fine native gold form and traces of sphalerite and chalcopyrite constitute the envelope of mineralization (Helt et al., 2014). The metallurgical approach to plant design involves the testing of a number of composite samples that are reported to be representative of the orebody (Dominy et al., 2018). The classical geometallurgy is based on the collaboration between geology and process mineralogy for a better understanding of the orebody and ore characteristics. The classification system of the lithologies was made using drill core logging (e.g. macroscopic observations) realized to discover and visualize the underground orebody. The geological observations, chemical analysis, and AGP testing constituted the basis to recognize the lithologies in the Canadian Malartic gold mine.

The greywackes and porphyry constitute the main waste rock lithologies of the deposit. Half of the orebody deposit is from three main lithologies that were altered greywackes (AGR), carbonated greywackes (CGR), and carbonated porphyry (CPO). These lithologies were characterized by an undergone carbonate, potassic and silicic alteration (Helt et al., 2014).

4.2.2.2 Sampling and samples preparation

The three studied lithologies are the altered greywacke (AGR), the carbonated greywacke (CGR) and the carbonated porphyry (CPO). They were sampled directly in Canadian Malartic pen pit (Quebec, Canada). After the blasting operation, three small-scale piles were built with more than 100 tons of material (Elghali et al., 2018a). The objective of sampling waste rock in-situ after blasting is to consider the actual particle size distribution. The study realized by Elghali et al. (2018a) comprised of the characterization of samples collected from the small-scale piles that were sieved onsite. They concluded that the fraction under 2.4 mm (particle size defined as DPLS) was the most reactive and could control the overall drainage chemistry at the dump scale. This study focused on the reactive samples ($\phi \leq 2.4$ mm, hereafter referenced as head sample) sieved in the laboratory and submitted to further characterization, desulphurization and assessment of their environmental behavior using static tests such as acid base accounting (ABA) and net acidity generation (NAG). Samples homogenization was ensured by quartering and sub-samples were sampled using riffle-split. Each head sample was divided into two fractions: F1= 0-1 mm and F2=1-2.4 mm.

4.2.3 Methods

4.2.3.1 Physical and chemical characteristics

Humid sieving was used to determine the grain size distribution with the following sieves: 0.053mm, 0.3mm, 0.85mm and 1.4mm (ASTM, 2014). The specific gravity (Gs) was determined using Helium pycnometer (Micrometrics) (Allen, 2013). Specific surface area (SSA) was analyzed using a Micromeritics Gemini surface area analyzer (Brunauer et al., 1938).

The Perkin Elmer optima 3100 RL ICP AES (Perkin Elmer Optima 3100 RL, USA) was used to analyze the bulk chemical composition of samples with a complete digestion with $\text{HNO}_3/\text{Br}_2/\text{HF}/\text{HCl}$ (Bouzahzah et al., 2014a). Finally, the total sulphur and the total inorganic carbon (S/C) contents were analyzed using the induction furnace with a detection limit of 0.09% (ELTRA CS-200), where the total sulphur was equal to sulphur sulphide. The chemical composition was also investigated by X-ray Fluorescence (XRF) (Bruker, tiger Model) to determine the major and minor elements (Suarez-Fernandez et al., 2001) with a detection limit of 0.01%.

4.2.3.2 Mineralogical characteristics

The mineralogical composition was performed by X-ray diffraction. The diffractometer used is a Bruker AXS D8 advance X-ray equipped with Cu anticathode scanning at a diffraction angle from 5° to 70° (XRD, Bruker Ltd, Canada). The identification of mineral species was made by the Diffractplus EVA software (Version 3.1, Bruker, Milton, ON, Canada). The quantification of the abundance of all identified mineral species was realized by TOPAS software (Version 4.2, Bruker, Milton, ON, Canada) implementing Rietveld refinement (Rietveld, 1969) with an absolute precision of ± 0.5 to 1%. The XRD analysis required 2 g of pulverized solid sample that were micronized using isopropanol for 10-15 min to have a particle size of about $10\mu\text{m}$. The micronized samples were placed in holders after drying at ambient temperature.

The mineralogical composition of the head samples was characterized in depth using Quantitative Evaluation of Materials by Scanning Electron Microscopy (QEMSCAN®) (FEI, Hillsboro, OR, USA), which is an automated mineralogy system. Each lithology sample was sized in two fractions and eighteen polished sections were prepared for each lithology. The polished sections were

analyzed using the particle mineralogy analysis (PMA) mode of QEMSCAN and the measurement resolution ranged between 2.5 μm and 6 μm depending on the particle size of the sample. The QEMSCAN® analysis allowed quantification of modal mineralogy, sulphides and carbonates liberation degree and mineralogical associations (Benzaazoua et al., 2017). The desulphurized material from gravity and flotation processes were observed only using reflected light microscopy.

4.2.3.3 Acid generation potential assessment

Acid base accounting (ABA) test modify by Bouzahzah et al. (2015) was performed for the solid sample (Sobek, 1978) to evaluate the acid generation potential of the studied samples. The acidification potential was calculated using S_{sulphide} ($\text{AP} = 31.25 \times S_{\text{sulphides}}$, kg CaCO_3/t) and the neutralization potential was calculated based on the total inorganic carbon ($\text{NP} = 83.3 \times \text{Total inorganic carbon}$, kg CaCO_3/t). The samples were considered acid generating if their net neutralization potential ($\text{NNP} = \text{NP} - \text{AP}$) was lower than -20 kg CaCO_3/t (Elghali et al., 2019c; Weber et al., 2004), non-acid-generating if their NNP was higher than 20 kg CaCO_3/t , and uncertain if their NNP was between -20 and 20 kg CaCO_3/t (Bouzahzah et al., 2015; Elghali et al., 2019d). The AGP was also evaluated using neutralization potential ratio ($\text{NPR} = \text{NP}/\text{AP}$); the sample was considered non-acid generating if the NPR was higher than 2.5, uncertain if the NPR was between 2.5 and 1, and acid generating if the NPR was less than 1 (Adam et al., 1997; Benzaazoua et al., 2017; Benzaazoua et al., 2004; Bouzahzah et al., 2014b; Elghali et al., 2018a).

The acid generation potential of the studied sample was also assessed using the net acid generation (NAG) test. The NAG test with single addition consisted in the addition of 250 ml of 15% H_2O_2 to 2.5g of pulverized sample ($\leq 75\mu\text{m}$) (Sapsford et al., 2008; Stewart et al., 2006). The final pH of the mixture was recorded after 24 hours reaction as NAG pH (Parbhakar-Fox et al., 2011). A

0.02 M of NaOH and H₂SO₄ solutions were used to titrate the liquor acidity and alkalinity, respectively. If the NAG pH was more than 4.5, the sample is considered non-acid forming (NAF). In contrary, if the NAG pH was less than 4.5, the sample is considered acid forming.

The paste pH test has been considered as a static test without any information about the reaction's kinetics. A method whereby 10g of material is placed into a beaker and 10mL of deionized water added whilst continuously stirring (Smart et al., 2002). It's a good indicator to determine the natural acidity of a rock sample (Weber et al., 2006); this was demonstrated by the comparison of this test with other kinetic tests. The measurement of paste pH is made of 1:1 water/solid mixture. Paste pH data was collected for comparison against NAG pH values in order to classify acid rock drainage (Parbhakar-Fox et al., 2018). The results of ABA and NAG tests can be used to reinforce the result obtained by the mineralogical approach.

4.2.3.4 Desulphurization techniques

Due to the different sulphides content in the WR lithologies, a gravity method (Knelson separator and Mozley table) and flotation test with Denver D-12 cell were used to reduce their acid generating potential (Fig.2).

The gravity methods consisted on passing the studied lithologies in Knelson separator (feed alimentation 145 g/min) following by Mozley table. Each lithology sample was separated into two fractions: F1 (0-1 mm) and F2 (1-2.4 mm). Concentrate and desulphurized samples were collected in the end of Knelson separation. The desulphurized material from the Knelson separator was passed on the Mozley table to reduce its sulphur content. The Knelson concentrate was reprocessed in the Mozley table, to concentrate more the sulphides and precious metals. The excess water recuperated with gangue, middling and concentrate were decanted. The gangue was dried overnight

at the ambient temperature so as not to decrease their surface area (Romagnoli et al., 2013; Van Balen, 2005) (samples subject of future kinetic test). Middling and concentrate were dried at 60 °C before weighing and bagging separately. The middling and concentrate are mixed because they still contain sulphide minerals. The sulphur and carbon content were analyzed (S/C induction furnace analysis) for the output materials of Knelson separator and Mozley table. The sulphur recovery and wt. % of concentrate were calculated for Knelson separator and Mozley table together.

All flotation tests were performed using Denver D-12 machine (cell volume: 1.2L, speed of rotor stator: 1500rpm and airflow: 2.25L min⁻¹) that support 357g of solid (Fig.2) ranged from 0 to 2.4 mm, with 60 wt. % for the fine fraction 0-1 mm and 40 wt. % for the coarse fraction 1-2.4 mm. A spatula was used to remove mechanically the froths produced from the flotation test. This process gives the value of sulphur recovery for all the desulphurized samples tested based on sulphur-carbon analysis (as described above). Natural flotation was applied to remove the hydrophobic particles, to control and adjust the water level. The flotation process was applied on the head sample (HS: 0-2.4 mm) to compare their final desulphurized result with the gravity method. The reagents and their properties are as follows (Fig.2):

- Collectors - Potassium amyl xanthate (KAX-51 with 90 g/t; purity of 90 wt. %);
- Frother - Methyl isobutyl carbinol (MIBC with 50 g/t; purity of 98 wt. %);
- Activator - Hydrated copper sulphate CuSO₄ with 150 g/t.

Pyroanalysis was used to analyze precious metals such as gold and silver (Au/Ag). The trace elements analysis was performed by fire assay followed by gravity analysis and atomic absorption spectrometric (AAS) analysis (Le Houillier and Rhéaume, 1984). A sample of 10 g of pulverized

solid ($< 75 \mu\text{m}$) were prepared for the analysis. The gold and silver contents (g/t) for the concentrate with high sulphur content of the environmental desulphurization were analyzed by fire assay followed by gravity method for gold and ICP-OES with digestion with aqua regia (mixture of nitric acid and hydrochloric acid) for silver (Fig.2). The results obtained with this pyroanalysis could support a partially the charges of environmental desulphurization and evaluate the economic value of the concentrate in the case of the efficacy of the desulphurization method.

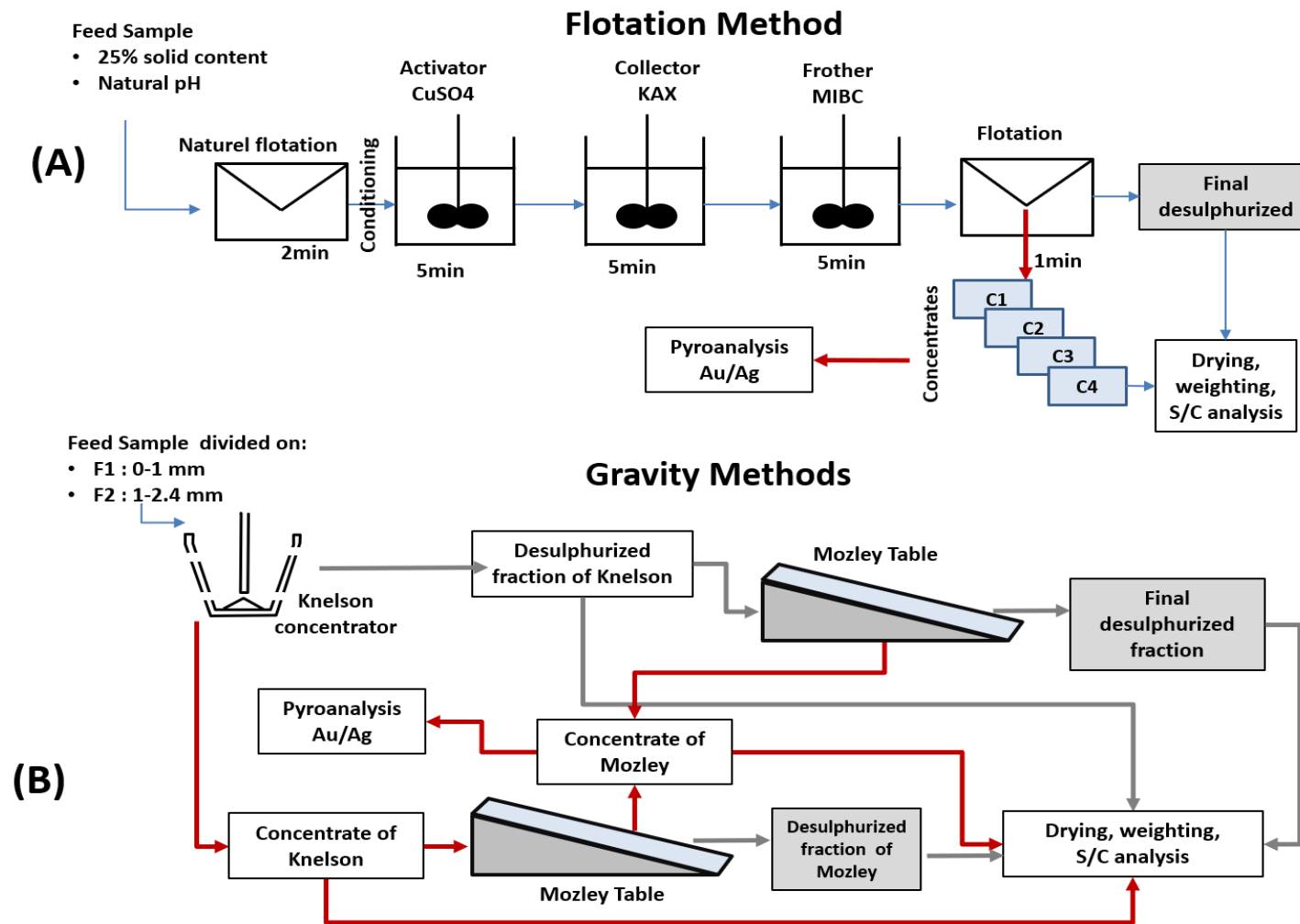


Fig. 2. Desulphurization process (A) flotation cell test scheme (B) gravity methods with Knelson separator and Mozley table.

4.3 Results

4.3.1 Physical and chemical characteristics

Table 1 shows results of physical and chemical properties of the three wastes rock lithologies from Canadian Malartic mine. Their particle-size distributions are relatively similar. Considering 2.4 mm as the maximum grain size, the D_{90} was 1.24mm, 1.23mm and 1.23mm for AGR, CGR and CPO, respectively. The fine fraction (≤ 1 mm) displays a high specific surface area; the maximum was observed for CPO lithology ($1.17\text{m}^2/\text{kg}$). In contrast, the coarse fractions present a low specific surface area of $0.34\text{m}^2/\text{kg}$ for the same lithology. The specific gravity of the three samples is nearly the same ($2.81\text{g}/\text{cm}^3$, $2.79\text{g}/\text{cm}^3$, and $2.75\text{g}/\text{cm}^3$). The main observations based on chemical characterizations show that the major elements in the studied waste rock samples are silica ($\text{SiO}_2 > 60\text{ wt. \%}$), aluminum ($\text{Al}_2\text{O}_3 > 13\text{wt. \%}$) and iron ($2.4 \leq \text{wt.\% Fe} \leq 4.7$) for all fine fractions. Other elements were detected in variable contents and are all presented in Table 1.

Table 1. Physical chemical and static tests results related to CPO, AGR and CGR lithologies.

	Lithologies	AGR		CGR		CPO	
Physical properties	D ₁₀ (mm)	0		0		0	
	D ₃₀ (mm)	0.008		0.0053		0.005	
	D ₆₀ (mm)	0.55		0.26		0.32	
	D ₉₀ (mm)	1.24		1.23		1.23	
	Specific gravity G _s (g/cm ³)	2.81		2.79		2.75	
S/C analysis	Fraction	AGR-F1	AGR-F2	CGR-F1	CGR-F2	CPO-F1	CPO-F2
	Specific Surface Area SSA (m ² /kg)	0.58	0.14	0.85	0.25	1.17	0.34
	Wt. % C	0.51	0.30	0.57	0.35	0.80	0.55
Whole rock (wt.%) of the studied samples using XRF method	Wt. % S	0.73	0.35	0.63	0.31	0.28	0.18
	LOI	2.71	1.91	2.82	2.05	3.72	2.68
	SiO ₂	60.7	62.3	61.2	63.1	63.6	66.0
	Al ₂ O ₃	13.9	14.5	14.3	15.0	14.0	14.4
	Fe ₂ O ₃	6.71	5.88	6.17	5.58	4.16	3.56
	MgO	3.36	3.07	2.82	2.67	1.54	1.29
	CaO	3.73	3.22	3.61	3.05	3.84	2.97
	K ₂ O	2.68	2.60	2.93	2.89	2.94	2.85
	Na ₂ O	3.35	3.76	3.25	3.69	4.05	4.67
	TiO ₂	0.58	0.56	0.57	0.55	0.47	0.44
	MnO	0.09	0.08	0.09	0.08	0.06	0.05
	P ₂ O ₅	0.16	0.16	0.14	0.14	0.20	0.21
	Cr ₂ O ₃	0.04	0.03	0.03	0.06	0.01	0.06
	V ₂ O ₅	0.02	0.01	0.02	0.02	0.01	0.01
Chemical analyses (ppm) of the studied samples using ICP-AES	Al	72210	71610	73840	76070	72170	73130
	Na	24500	26700	22800	25300	32900	33500
	K	21500	20000	22200	21500	21600	21900
	Mg	19270	17080	15420	14390	7060	7104
	Ca	26730	22060	24420	20380	20190	20630
	Mn	514	451	491	420	243	242
	Ba	621	558	571	553	1088	1090
	Ti	3213	3015	2984	2797	1801	1921
	Fe	47220	39470	41190	36510	24050	24420
	S	7267	4022	5977	3558	1915	1916
	Li	47	38	36	33	15	15
	Cr	185	162	138	270	279	262
	Cu	37	11	21	<10	<10	<10
	Zn	68	<55	65	<55	58	<55
	Cd	54	48	47	45	47	48
	Ni	100	85	88	182	197	185
	Mo	6	18	15	21	26	25
	Pb	55	87	76	81	83	81
	Bi	<5	79	56	72	75	62
Static tests	NAG pH	5.75	7.54	7.44	5.87	7.52	7.41
	Electrical conductivity (μS/cm)	380	339	389	336	375	348
	Acidity (mg CaCO ₃ /L)	150.6	151	87.4	128.2	152.2	135.4
	Alkalinity (mg CaCO ₃ /L)	174	167.2	166.2	160.4	182.6	174.2
	Paste pH	9.29	8.98	10.06	9.49	9.06	9.53

4.3.2 Mineralogical composition

The mineralogical composition of the head samples and their corresponding fractions (F1 and F2) was analyzed using XRD and optical microscopy. Furthermore, the mineralogy of head samples was completed using QEMSCAN® system to analyze modal mineralogy, mineral liberation and mineralogical associations. Fig.3 illustrates the reflected light microscopy images of sulphides and their exposure states. Pyrite was the main sulphide observed in the polished sections within the studied samples. Trace amounts of pyrrhotite, sphalerite and chalcopyrite were also observed (Fig.3 A). Pyrite occurs in different textures: i) totally liberated pyrite (Fig.3 E-F), ii) mid-liberated pyrite (Fig.3 B-C), and iii) fully encapsulated pyrite within non-sulphide gangue minerals (Fig.3 A-D).

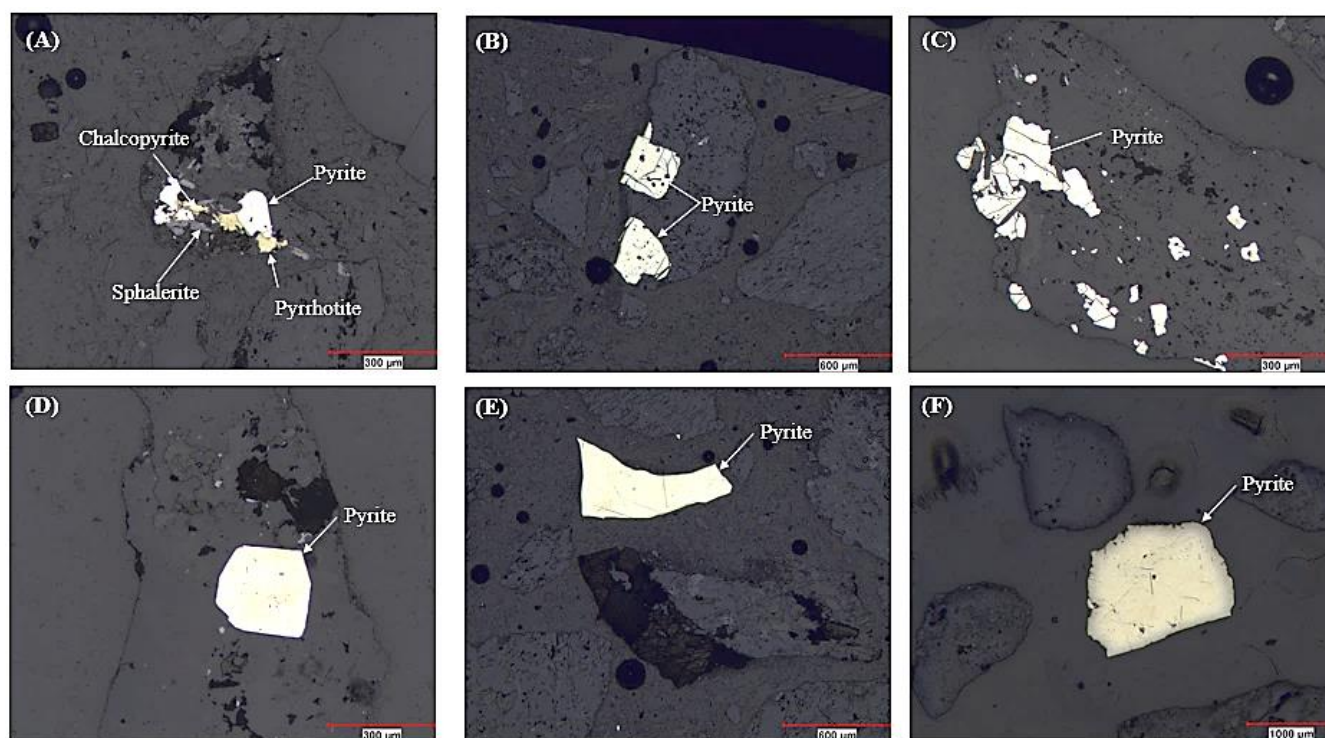


Fig. 3. Optical microscopy images showing sulphides (A) and their liberation states (B, C, and D: pyrite encapsulated within NSG minerals E and F: liberated pyrite) of the head samples.

The chemical assay (ICP-AES, XRF and S/C analysis) was used to calculate the mineralogical composition using the mineralogical reconciliation. This calculation was accomplished by setting the proportion of minerals until obtaining the minimal difference between the chemical composition calculated by minerals stoichiometry and the solid chemical essay (for more details, see Elghali et al (2018)). Results of QEMSCAN® analysis shown in Fig.4 are in agreement with XRD results except for some trace minerals that occur under XRD detection limit.

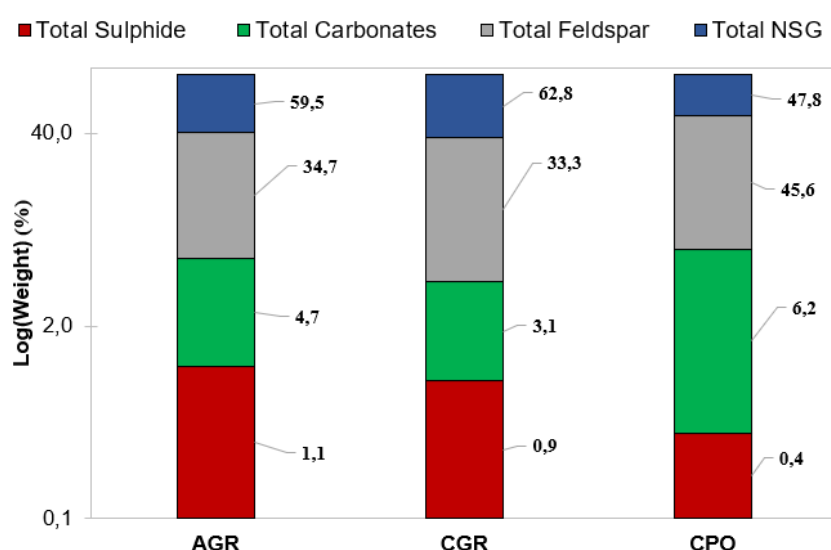


Fig. 4. Mineralogical compositions wt. % with log scale (QEMSCAN® Analysis) of the head sample (-DPLS) of the altered greywacke (AGR), carbonated greywacke (CGR), and carbonated porphyry (CPO) lithologies.

The mineralogical composition showed that NSG minerals constituted 59.5 wt. % of AGR, 62.8 wt. % of CGR and 47.8 wt. % for the CPO lithology (Fig.4). The high concentrations of Al, Ca, Fe, K, Mg, Na and Si content explained the abundance of the alumni silicates minerals (NSG).

The most NSG minerals estimated by QEMSCAN® were quartz and micas. The calcite was the most abundant carbonate mineral within the three lithologies (wt. % > 2.7). The CPO and AGR were the richest in carbonate minerals with proportion of 6.2 wt. % and 4.7 wt. %, respectively.

Sulphide contents (mainly as pyrite) are greater in AGR and CGR lithologies. Pyrite occurrences were abundant within AGR and CGR lithologies; 1.04 wt. % and 0.85 wt. %, respectively. Pyrite was also detected at lower content within CPO lithology (0.38 wt. %). Traces of chalcopyrite mineral was detected within AGR and CGR lithologies, which confirm optical microscopy observations (Fig.3 A). Zn content being below ICP-AES detection limit within the coarse fractions (≤ 55 ppm) in contrary of the fine fraction (AGR-F1, CGR-F1 and CPO-F1). This is in accordance with the optical microscopy observation, which allowed detecting traces of sphalerite within the fine fraction (F1).

4.3.3 Mineral liberation and associations

Results concerning sulphide and carbonate mineralogical associations are shown in Fig.5. The pyrite liberated fractions (around 100 wt.%) are about 43.2 wt. %, 59 wt. % and 29.3 wt. % for AGR, CGR and CPO, respectively. Carbonate liberation degree is lower than that of sulphide; it is about 27 wt. % for AGR, 26.7 wt. % for CGR and 17.6 wt. % for CPO. Sulphides are more liberated within CGR (59 wt. %) than the other lithologies. In contrary, carbonates are more liberated (exposed; which means available for reactivity) within AGR and CGR lithologies than those occurring within CPO lithology. Sulphides and carbonates mineralogical associations are shown in Fig 5A-B. Sulphides and carbonates are mainly associated with NSG minerals as binary associations; binary associations of sulphides with NSG minerals are about 55 wt. %, 39.1 wt. % and 70.7 wt. % for AGR, CGR and CPO, respectively. Carbonates associations with NSG minerals are about 72.7 wt. %, 72.5 wt. % and 82.3 wt. % for AGR, CGR and CPO, respectively.

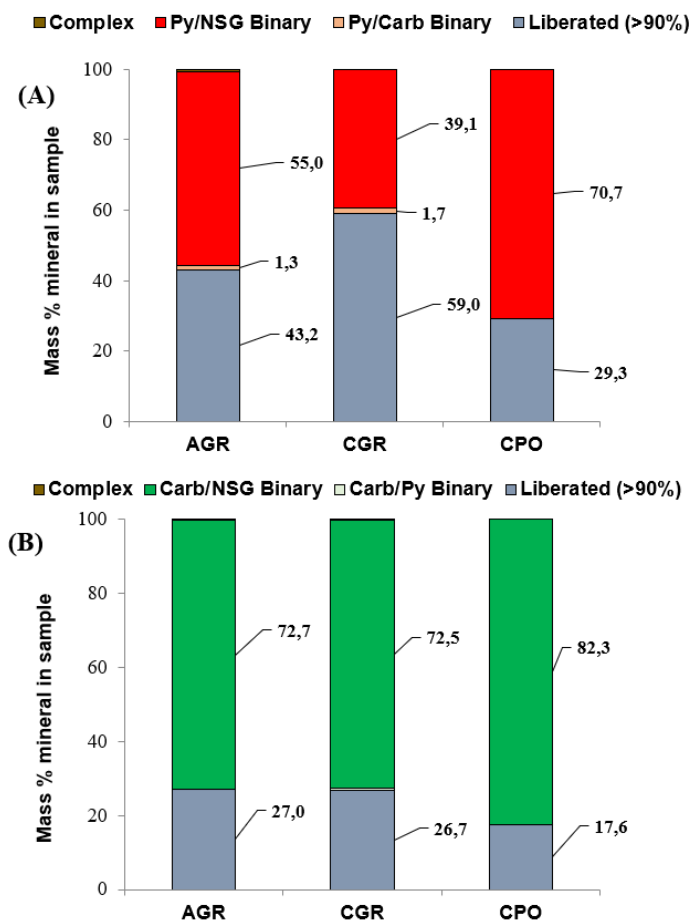


Fig. 5. Degree of liberation and mineralogical associations for carbonates and sulphides within AGR, CGR and CPO rock samples. A: Pyrite Association, B: Carbonate Association.

4.3.4 Acid generation potential assessment

Sobek and NAG tests were used to predict the acid generation potential (AGP) of the three lithologies and their corresponding fractions (F1 and F2). Fig.6 shows the results of ABA tests as modified by Bouzahzah et al. (2015); NPs and APs of the studied samples were, respectively, calculated based on the total carbon and sulfur-sulphide (Bouzahzah et al., 2014b). Results of ABA tests show that the studied samples are non-acid generating except for the AGR lithology that is uncertain (HS, F1 and F2) (Fig.6). The NNP values of CGR and CPO lithologies are greater than 20 kg CaCO₃/t. The AGR lithology and its fractions are considered uncertain according to the NNP

values that range between -20 and 20 kg CaCO₃/t (Bouzahzah et al., 2014b).

Results of NPR criteria confirmed the conclusions drawn from the NNP criteria. The NPR values were higher than 2.5, thus non-acid generating, except the fraction F1 of the lithology AGR. Moreover, the fine fractions (F1) corresponding to the three lithologies display the highest NP values compared to that of the coarse fractions F2 and head samples. The NAG pH of the nine samples were higher than 4.5 (Table 1). Consequently, these samples are classified as non-acid generating (Miller et al., 1997). The electrical conductivity (EC) of NAG solutions ranged between 336 µS/cm and 389 µS/cm (Table1). The highest ECs were recorded for the fine fractions (0-1 mm; F1). The acidity of all samples did not exceed 160.4 mg CaCO₃/eq contrarily to the alkalinity that ranged between 160 mg CaCO₃/eq and 182.6 mg CaCO₃/eq (Table1). The lowest acidity values are due to the low sulfur-sulphide content (wt.% <0.75, Table 1).

Paste pH values measured within the studied samples were all higher than 6 (Fig.6 B). So, they could be classified as non-acid generating (Fig.6 B). The paste pH test provides an indication of short-term pore water quality in terms of acidification. However, this technique can not inform about the loading of pore waters (Broadhurst and Petrie, 2010). Moreover, the combination of NAG pH and paste pH values can predict the onset of AMD according to Parbhakar-Fox et al. (2013), so these data were plotted as such in Fig.6 B. The nine fractions of the three lithologies were classified as non-acid forming (NAF).

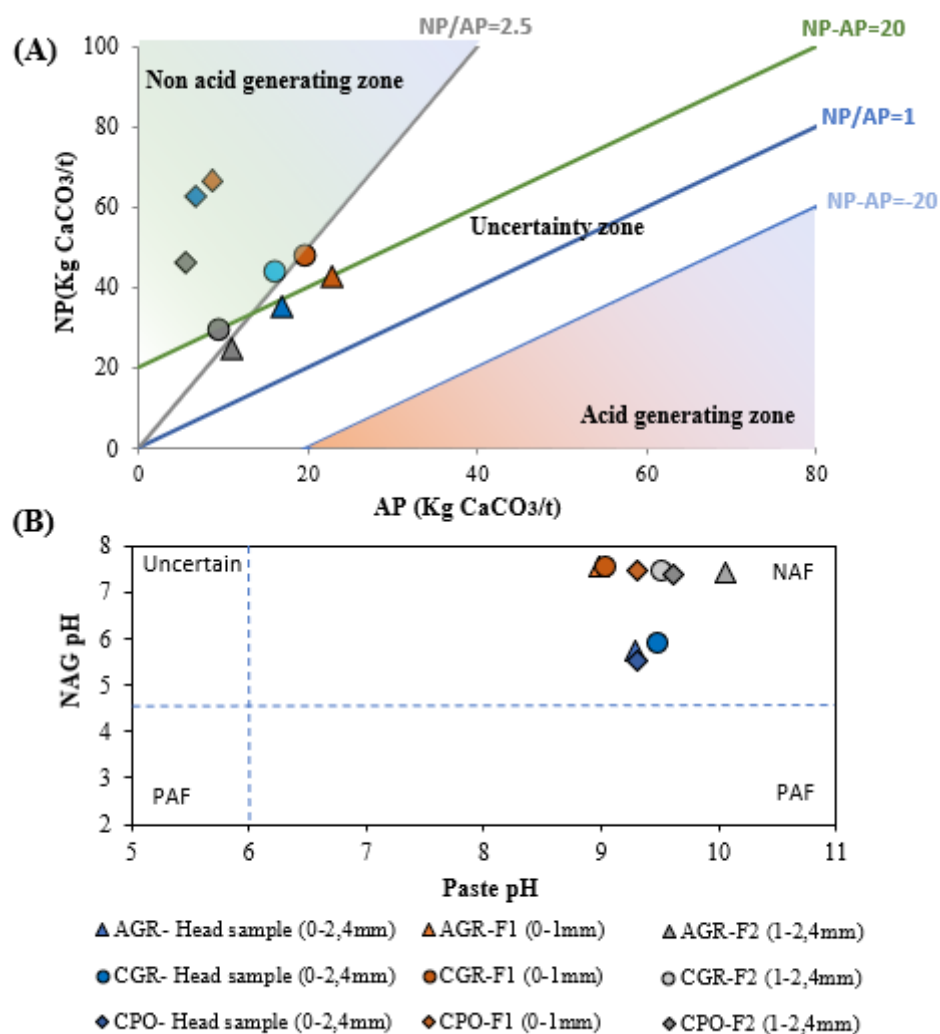


Fig. 6. A) Graph representing results of acid generation potential by ABA test using the modified NP Sobek, B) Classification of acid forming potential based on NAG pH Vs paste pH (NAF: Not Forming Acid, PAF – potentially acid forming).

4.3.5 Desulphurization results

Desulphurization methods, such as gravity and flotation performed on feed samples, were used to reduce sulphide content (Benzazoua et al., 2000), in order to obtain a desulphurized materials potentially non-acid generating. The concentrate materials were subjected to pyroanalysis to

estimate the gold and silver content and to state about the possibility to offset the costs related to the best process of sulphur separation for this study.

4.3.5.1 Result of flotation

The main objective of the flotation process was to reduce sulphide content within head samples. Desulphurized materials were characterized by high carbon content and low sulphur content contrary to the concentrates. The concentrate wt. % and sulphur recovery for the studied samples ranged between 8 wt.% and 15 wt.% and between 54 wt.% and 74 wt.%, respectively (Table 2). Sulphur content of the AGR lithology was depleted within the desulphurized materials from an initial value of 0.54 wt. % to 0.19 wt. %, and sulphur recovery was about 74 wt.%. Sulphur content within AGR concentrate reached 2.65 wt. % and displayed low carbon content (0.69 wt.%), which means that this material might be acid-generating and must be managed properly.

Sulphur content of desulphurized CGR material (final waste) is around 0.29 wt.%, while the one of the concentrates is about 2.16 wt.% corresponding to a concentrate wt.% of about 13 wt.%. Moreover, sulphur recovery is around 54 wt. %. The low value of sulphur recovery is explained by the encapsulated sulphide as observed by the optical microscope images (Fig.3 A-D).

The proportion of CPO desulphurized material represents 92 wt. % of the feed. The desulphurized material corresponding to this lithology is characterized by a sulphur content of 0.07 wt.% and a carbon content of 0.61 wt.%. The flotation's sulphur recovery of this lithology is about 65 wt.% and the concentrate wt.% is about 8 wt.%. Sulphur and carbon contents within the obtained concentrate are about 1.72 and 1.16 wt.%, respectively.

4.3.5.2 Result of gravity method

The gravity methods were applied as an alternative for flotation. Results of desulphurization using gravity methods are shown in Table 2. The desulphurized material from the Knelson separator was passed on the Mozley table to reduce the sulphur content. The sulphur recovery and concentrate wt.% were calculated for both techniques, Knelson separator and Mozley table. The sulphur recovery of gravity methods is more than 64 wt.% and the concentrate wt.% ranges between 29 and 33 wt.% for the studied lithologies. The sulphur recovery of gravity method of the AGR lithology is about 81 wt.% and the concentrate wt.% is about 33 wt.%. Sulphur content within the desulphurized material is about 0.15 wt.% and 0.52 wt.% within the feed sample. Meanwhile, carbon content is approximately the same within the feed and the desulphurized materials (around 0.4 wt.%). In the case of CGR lithology, the concentrate wt.% is about 34% corresponding to a sulphur recovery of 84 wt.%. Sulphur content within desulphurized and feed sample is around 0.12 and 0.52 wt.%, respectively. Sulphur and carbon contents within final gravity concentrate are 1.28 and 0.64 wt.%, respectively. The sulphur recovery of gravity method of the CPO lithology is about 64 wt.% and the concentrate wt.% is about 29 wt.%. Sulphur content within the desulphurized material is about 0.11 wt.% compared to 0.21 wt.% within the feed sample. Meanwhile, carbon contents are 0.75 and 0.63 wt.% for the feed sample and desulphurized, respectively, meaning that the neutralization is mostly preserved within the final desulphurized material.

Table 2. Results of desulphurization process on the studied sample.

Flotation process						
		Flotation feed	Desulphurize d of flotation	Concentrat e of flotation	Sulphur recovery (wt.%)	Wt. % of concentrate
AGR	%C	0.42	0.41	0.69	74%	15%
	%S	0.54	0.19	2.65		
CGR	%C	0.52	0.39	0.89	54%	13%
	%S	0.52	0.29	2.16		
CPO	%C	0.75	0.61	1.16	65%	8%
	%S	0.21	0.07	1.72		
Gravity methods (Knelson separator & Mozley Table)						
		Gravity feed	Desulphurize d of gravity	Concentrate of gravity	Sulphur recovery (wt.%)	Wt. % of concentrate
AGR	%C	0.42	0.43	0.40	81%	33%
	%S	0.54	0.15	1.33		
CGR	%C	0.52	0.46	0.63	84%	34%
	%S	0.52	0.12	1.28		
CPO	%C	0.75	0.63	1.05	64%	29%
	%S	0.21	0.11	0.48		

4.4 Discussion

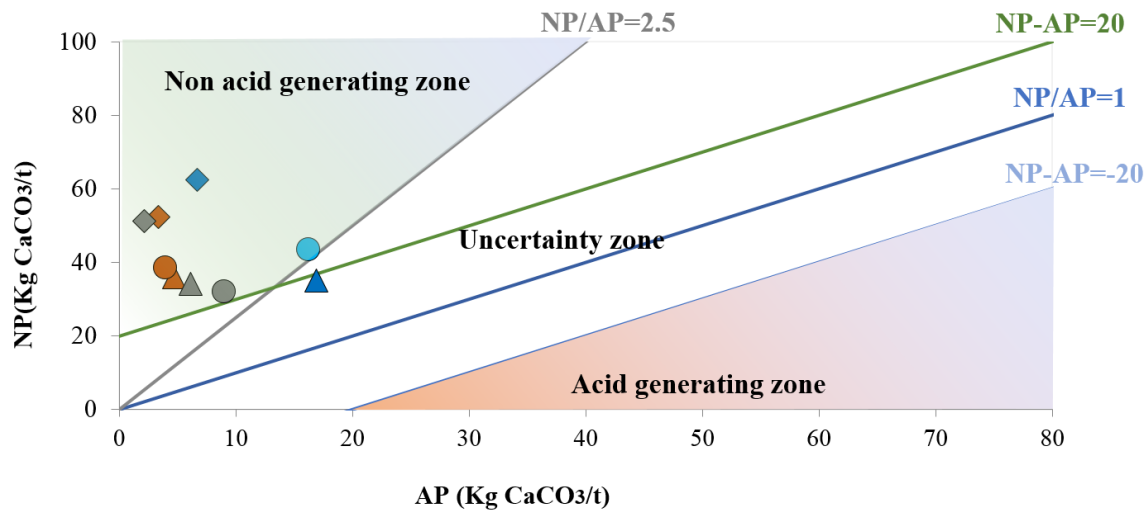
4.4.1 AGP assessment of the desulphurized materials with mineralogy

Mineralogical characterization of waste rock is crucial for its acid generation potential prediction, which may allow a better design of an effective strategy to control AMD generation. Static tests such as ABA modified by Bouzahzah et al. (2015) and NAG require samples pulverization as recommended by already defined protocols (Bouzahzah et al., 2015; Lapakko, 1994; Miller et al., 1997; Sobek, 1978; Stewart et al., 2006). Samples pulverization greatly modifies sulphide and carbonates associations and liberation degrees (Elghali et al., 2018a) (Elghali et al., 2018), which is not realistic knowing that the particle size of a waste rock could vary from a few microns to

metric blocs (Blowes et al., 2014). In this context, the correction of NP and AP by sulphide and carbonates liberation degree was recommended by Elghali et al. (2018a). For the studied lithologies, sulphides liberation degree ranged between 29 and 43 wt. % which means that their AP could be corrected considering sulphides liberation degree; as the same for the NP that could be corrected considering carbonates liberation degree which ranged between 17.6 wt. % and 27 wt. % (Fig.5-B). Optical microscopy images showed that sulphides within final desulphurized occurred mainly as pyrite and traces of chalcopyrite and sphalerite. Pyrite within the desulphurized materials (AGR, CPG and CPO) was generally encapsulated or mid-liberated within NSG minerals (Fig.8), which explain the residual sulphides (Fig.8).

The ABA, NAG tests and the comparison of NAG pH against paste pH values were performed to predict the acid generation potential of head samples and desulphurized materials from gravity and flotation methods. The NAG and ABA tests demonstrated that approximately all the feed materials (HS, F1 and F2) were non-acid generating, and only three among nine samples were in the uncertainty zone. These results were supported by the comparison of NAG pH against paste pH which showed that all samples are non-acid forming (NAF) (Parbhakar-Fox et al., 2013). Desulphurized materials from gravity and flotation methods were non-acid generating, which insures the effectiveness of the environmental desulphurization to control acid generation capacity of the three studied lithologies. Desulphurized materials still contain residual sulphides. For the gravity method, sulphur content was about 0.15 wt. % for AGR, 0.12 wt. % for CGR and 0.11 wt. % for CPO. Whereas for flotation, it was about 0.19 wt. % for AGR, 0.29 wt. % for CGR and 0.07 wt. % for CPO (Table 2). However, these sulphides are mostly encapsulated within NSG minerals (Fig.8) and consequently the residual sulphides are weakly reactive as suggested by several authors

(Elghali et al., 2018a; Elghali et al., 2019a; Lapakko, 1994; Paktunc, 1999 b).



- ▲ AGR-Head sample (0-2,4mm) ▲ AGR-Desulphurized of gravity ▲ AGR-Desulphurized of flotation
- CGR-Head sample (0-2,4mm) ● CGR-Desulphurized of gravity ● CGR-Desulphurized of flotation
- ◆ CPO- Head sample (0-2,4mm) ◆ CPO-Desulphurized of gravity ◆ CPO-Desulphurized of flotation

Fig. 7. A) Graph representing results of acid generation potential by ABA test of the desulphurized material.

4.4.2 Desulphurization efficiency discussion

Effectiveness of flotation and gravity methods was controlled by sulphur recovery. The mineralogical observations of desulphurized materials was used to qualitatively describe residual sulphides. As described in results section, flotation and gravity methods showed different efficiencies regarding sulphide's cleaning from feed samples. The AGR lithology displayed the highest sulphur recovery (81 wt. %) using gravity method in comparison to 74 wt. % as sulphur recovery from flotation. The low value of the sulphur recovery obtained with flotation process is due to the coarse particles within feed samples (up to 2.4 mm) that could not float (Fig.8 C) (Derycke et al., 2013). Furthermore, pyrite was not completely liberated within feed sample (pyrite liberation is estimated around 43.2 wt.%) (Fig.5). In fact, flotation desulphurized material

displayed large liberated pyrite grains ($\phi=1\text{mm}$) that were not able to float due to their high dimension (Fig.8 C), and the mid-liberated pyrite (Fig.8 D). The desulphurization processes (gravity and flotation) allowed to an increase of the net neutralization potential (NNP) within desulphurized waste rock, compared to the head samples. Sulphides removal from the feed samples essentially increased the proportion of neutralizing minerals in the desulphurized waste rock (Figs.7 and 8). Thus, desulphurized materials are non-acid generating (Fig.7). One should note that the slight decrease of NP values for some desulfurized wastes in the cases of CGR and CPO lithologies (Table 2) is explained by the selectivity of carbonate/sulfide integrowth particles that were concentrated. As a conclusion, gravity method is more effective than flotation process due to the higher sulphur recovery for AGR and CGR lithologies. Consequently and as suggested for tailings (Benzaazoua et al., 2000; Bois et al., 2005) , the environmental desulphurization of waste rock is: i) an effective technique to reduce risks of contamination by sulphides oxidation and ii) a viable technique that should be considered during mine waste rock management.

.

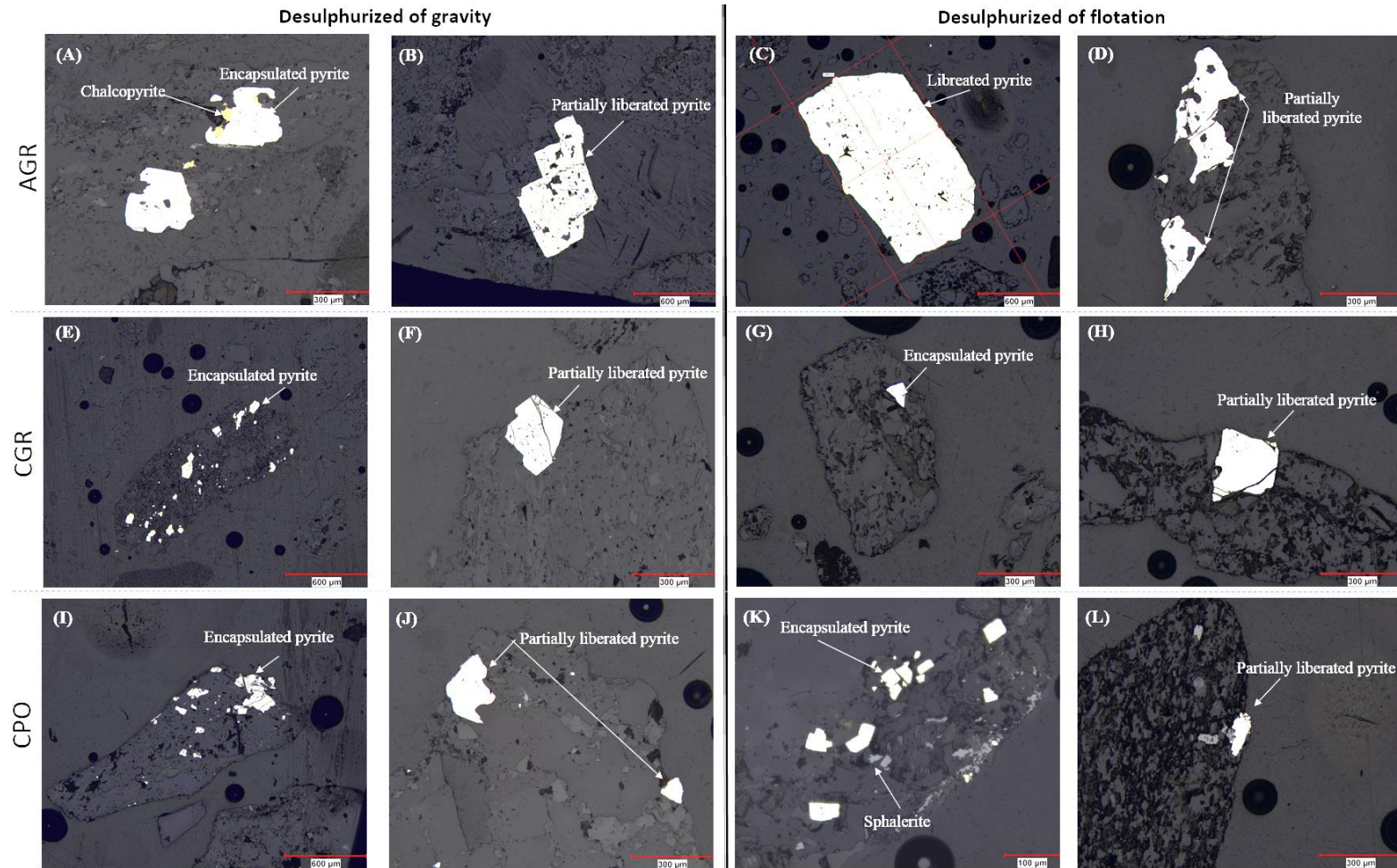


Fig. 8. Optical microscopy images showing sulphides on the final desulphurized materials (AGR, CGR and CPO) from gravity and flotation methods and their liberation states (pyrite encapsulated within NSG minerals, liberated pyrite, and partially liberated pyrite in NSG minerals).

4.4.3 Discussion of some economic issues related to the waste rock processing

Desulphurization offers an opportunity to recover residual precious metals (Au and Ag) within the waste rock (Broadhurst et al., 2015). The gravity and flotation concentrate (F1) from Canadian Malartic waste rock reprocessing were analyzed for their gold and silver contents (Table 3). Gold and silver contents were below detection limit (LOD) for coarse fractions (F2).

Gold content within head samples was lower than 0.3 g/t (0.09 g/t for AGR, 0.25 g/t for CGR and 0.16 g/t for CPO). The concentrate from gravity presents high gold grades; about 3.78, 2.65 and 0.41 g/t for CGR, CPO and AGR, respectively. On the other hand, gold content within the flotation concentrates was about 0.73, 0.26 and 0.23 g/t for CGR, CPO and AGR, respectively. For silver content within gravity concentrate, CPO presented the highest grade of 4.9 g/t, followed by CGR with 3 g/t and AGR with 2.1 g/t. Silver content within flotation concentrate showed the same tendency (<0.3 g/t for AGR, 0.5 g/t for CGR and 0.1.4 g/t for CPO).

The gravity method offered better performances regarding sulphide removal and precious metals recovery. This could be explained by the more important selectivity of gravity method towards gold compared to flotation. Precious metals recovery could offset the costs attached to gravity methods (Knelson separator and Mozley table). Consequently, waste rock reprocessing, immediately after blasting, using gravity method could allow to reduce costs related to their management. The obtained gravity concentrate could be recycled within the mean treatment process of Canadian Malartic mine. However, a pilot testing and detailed technical-economical study is crucial before implementing a such novel waste rock management technique.

Table 3. Pyroanalysis of gravity (Knelson and Mozley) and flotation concentrates

Lithology	Sample	Au g/t	Ag g/t
AGR	Head sample (0-2.4mm)	0,09	<0.3
	F1-Concentrate of gravity	0.41	2.1
	F1-Concentrate of flotation	0.23	<0.3
CGR	Head sample (0-2.4mm)	0.25	<0.3
	F1-Concentrate of gravity	3.78	3.0
	F1-Concentrate of flotation	0.73	0.5
CPO	Head sample (0-2.4mm)	0.16	<0.3
	F1-Concentrate of gravity	2.65	4.9
	F1-Concentrate of flotation	0.26	1.4

The total desulphurization costs are the combination of the capital costs (equipment's and installation) and operating costs. The use of desulphurized materials for cover construction may reduce the overall reclamation cost (less transport-related costs) between 10 % and 35 % (Benzaazoua et al., 2000; Bois et al., 2004; Bussière and Aubertin, 1999). The application of the gravity method reduce the capital and operating costs (no reagent costs, less maintenance, easy water recycling, etc.) without the need for any chemical reagents, and due to the simplicity of the processes (Wills and Finch, 2015). The gravity equipment is able to remove mixed-particles (pyrite-gangue intergrowths) more efficiently than flotation (Luttrell, 1995). In the recent years, the mining industry re-evaluated the gravity system due to the increasing cost of flotation reagents and their toxicity (Noirant et al., 2019), the simplicity of the process and the little environment impact (Wills and Finch, 2015). Six weathering cells tests for head sample and the final desulphurized material from gravity of each lithology (<2.4mm) are ongoing to understand their geochemical behavior and will consist of a topic to be presented in a follow-up paper.

4.5 Concluding remarks

The main objective of this study consisted of applying environmental desulphurization on three waste rocks lithologies of Canadian Malartic Gold mine. The studied material was only the fractions less than the diameter of physical locking of sulfides named DPLS ($\phi < 2.4$ mm) to reduce their acid generation potential and recover their residual precious metals. The remaining material ($\phi > 2.4$ mm) was proven as non-acid generating material (Elghali et al., 2018a; Elghali et al., 2019a). The main conclusions of this study are:

- The high carbonates content within the three lithologies explained their low acid generating potential;
- The ABA, NAG tests and paste pH demonstrated that most of the fractions (HS, F1 and F2) before desulphurization were non-acid generating due to the high carbonate content in comparison of the sulphide content;
- The sulphur recovery for the gravity method were better than the flotation process;
- The results of the ABA tests modified by Bouzahzah et al. (2015) on desulphurized materials showed that they were in the non-acid generating zone because the three lithologies were more enriched with carbonates in comparison to sulphides;
- The pyroanalysis demonstrated that the concentrate of both methods (gravity and flotation) showed a significant content in gold (> 0.2 g/t) for the fine fractions of the three lithologies, the recovery of Au and Ag can offset the charges of gravity methods;
- The approach proposed here needs a techno-economic evaluation taking in consideration the capital and operation costs.

The long-term geochemical behavior of the desulphurized materials is presently investigated through ongoing kinetic tests using weathering cells. The obtained up-to-date results confirm the non-acid generating fate of these decontaminated materials (Amar, 2020).

Acknowledgments

Funding for this study was provided by NSERC-UQAT Industrial Research Chair on Mine Site Reclamation and its partners.

References

- Adam, K., Kourtis, A., Gazea, B., Kontopoulos, A., 1997. Evaluation of static tests used to predict the potential for acid drainage generation at sulphide mine sites.
- Alam, R., Shang, J. Q., 2012. Effect of operating parameters on desulphurization of mine tailings by froth flotation. *Journal of Environmental Management*, 97, 122-130. doi:<https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2011.11.013>
- Amar, H., 2020. Tri des stériles miniers comme nouvelle approche de gestion intégrée : contrôle du drainage minier et valorisation. *Mémoire en maîtrise en génie minéral. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue*.
- Amos, R. T., Blowes, D. W., Bailey, B. L., Sego, D. C., Smith, L., Ritchie, A. I. M., 2015. Waste-rock hydrogeology and geochemistry. *Applied Geochemistry*, 57, 140-156.
- Araujo, A., Amarante, S., Souza, C., Silva, R., 2003. Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 112(1), 54-64.
- ASTM, A., 2014. Standard Test Method for Sieve Analysis of Fine and Coarse Aggregates (Vol. ASTM International, West Conshohocken, PA 2014.).
- Atrafi, A., Hodjatoleslami, H., Noaparast, M., Shafaei, Z., Ghorbani, A., 2012. Implementation of flotation and gravity separation, to process Changarzeh sulfide-oxide lead ore. *Journal of Mining and Environment*, 3(2), 79-87.
- Benzaazoua, M., Bois, D., Belem, T., Gauthier, P., Ouellet, S., Fall, M., St-Onge, J.-F., 2005. *Remblais souterrains, évolution des connaissances et de la pratique*. Paper presented at the 20th Colloque Contrôle de terrains.
- Benzaazoua, M., Bouzahzah, H., Taha, Y., Kormos, L., Kabombo, D., Lessard, F., Bussière, B., Demers, I., Kongolo, M., 2017. Integrated environmental management of pyrrhotite tailings at Raglan Mine: Part 1 challenges of desulphurization process and reactivity prediction. *Journal of cleaner production*, 162, 86-95.

- Benzaazoua, M., Bussière, B., Dagenais, A.-M., Archambault, M., 2004. Kinetic tests comparison and interpretation for prediction of the Joutel tailings acid generation potential. *Environmental Geology*, 46(8), 1086-1101.
- Benzaazoua, M., Bussière, B., Kongolo, M., McLaughlin, J., Marion, P., 2000. Environmental desulphurization of four Canadian mine tailings using froth flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 60(1), 57-74.
- Blowes, D. W., Ptacek, C. J., Jambor, J. L., Weisener, C. G., Paktunc, D., Gould, W. D., Johnson, D. B., 2014. The Geochemistry of Acid Mine Drainage. 131-190. doi:10.1016/b978-0-08-095975-7.00905-0
- Bois, D., Poirier, P., Benzaazoua, M., Bussière, B., Kongolo, M., 2005. A Feasibility Study on the Use of Desulphurised Tailings to Control Acid Mine Drainage. *CIM bulletin*, Vol. 98, No. 1087.
- Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Bussière, B., Plante, B., 2014. Revue de littérature détaillée sur les tests statiques et les essais cinétiques comme outils de prédiction du drainage minier acide. *Déchets Sciences et Techniques Techniques*, 66, 14-31.
- Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Plante, B., Bussière, B., 2015. A quantitative approach for the estimation of the “fizz rating” parameter in the acid-base accounting tests: a new adaptations of the Sobek test. *Journal of Geochemical Exploration*, 153, 53-65.
- Broadhurst, J., Kunene, M., von Blottnitz, H., Franzidis, J.-P., 2015. Life cycle assessment of the desulfurisation flotation process to prevent acid rock drainage: A base metal case study. *Minerals engineering*, 76, 126-134.
- Broadhurst, J., Petrie, J., 2010. Ranking and scoring potential environmental risks from solid mineral wastes. *Minerals engineering*, 23(3), 182-191.
- Brough, C., Warrender, R., Howell, R., Barnes, A., Parbhakar-Fox, A., 2013. The process mineralogy of mine wastes. *Minerals engineering*, 52, 125-135.
- Bussière, B., 2007. Colloquium 2004: Hydrogeotechnical properties of hard rock tailings from metal mines and emerging geoenvironmental disposal approaches. *Canadian Geotechnical Journal*, 44(9), 1019-1052.
- Bussière, B., Aubertin, M., Mbonimpa, M., Molson, J. W., Chapuis, R. P., 2007. Field experimental cells to evaluate the hydrogeological behaviour of oxygen barriers made of silty materials. *Canadian Geotechnical Journal*, 44(3), 245-265.
- Bussière, 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(5), 609-622.
- Demers, I., Mbonimpa, M., Benzaazoua, M., Bouda, M., Awoh, S., Lortie, S., Gagnon, M., 2017. Use of acid mine drainage treatment sludge by combination with a natural soil as an oxygen barrier cover for mine waste reclamation: Laboratory column tests and intermediate scale field tests. *Minerals engineering*, 107, 43-52.

- Derycke, V., Kongolo, M., Benzaazoua, M., Mallet, M., Barrès, O., De Donato, P., Bussière, B., Mermillod-Blondin, R., 2013. Surface chemical characterization of different pyrite size fractions for flotation purposes. *International Journal of Mineral Processing*, 118, 1-14.
- Dominy, S., O'Connor, L., Parbhakar-Fox, A., Glass, H., Purevgerel, S., 2018. Geometallurgy—A Route to More Resilient Mine Operations. *Minerals*, 8(12), 560.
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bouzahzah, H., Bussière, B., Villarraga-Gómez, H., 2018. Determination of the available acid-generating potential of waste rock, part I: Mineralogical approach. *Applied Geochemistry*, 99, 31-41. doi:<https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2018.10.021>
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Bouzahzah, H., 2019a. Determination of the available acid-generating potential of waste rock, part II: Waste management involvement. *Applied Geochemistry*, 100, 316-325. doi:<https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2018.12.010>
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Genty, T., 2019b. In Situ Effectiveness of Alkaline and Cementitious Amendments to Stabilize Oxidized Acid-Generating Tailings. *Minerals*, 9(5), 314.
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Genty, T., 2019c. Spatial Mapping of Acidity and Geochemical Properties of Oxidized Tailings within the Former Eagle/Telbel Mine Site. *Minerals*, 9(3), 180.
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Kennedy, C., Parwani, R., Graham, S., 2019d. The role of hardpan formation on the reactivity of sulfidic mine tailings: A case study at Joutel mine (Québec). *Science of the total environment*, 654, 118-128. doi:<https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2018.11.066>
- Erguler, Z. A., Erguler, K. G., 2015. The effect of particle size on acid mine drainage generation: Kinetic column tests. *Minerals engineering*, 76, 154-167.
- Falconer, A., 2003. Gravity separation: old technique/new methods. *Physical Separation in Science and Engineering*, 12(1), 31-48.
- Fatahi, M., Farzanegan, A., 2018. An analysis of multiphase flow and solids separation inside Knelson Concentrator based on four-way coupling of CFD and DEM simulation methods. *Minerals engineering*, 126, 130-144.
- Ghaffari, A., Farzanegan, A., 2018. An investigation on laboratory Knelson Concentrator separation performance: Part 3: Multi-component feed separation modelling. *Minerals engineering*, 122, 185-194.
- Gülsoy, Ö. Y., Gülcan, E., 2019. A new method for gravity separation: Vibrating table gravity concentrator. *Separation and Purification Technology*, 211, 124-134.
- Hammarstrom, J. M., Smith, K. S., 2002. Geochemical and mineralogic characterization of solids and their effects on waters in metal-mining environments. *Seal, RR II, and Foley, NK, eds., Progress on geoenvironmental models for selected mineral deposit types: US Geological Survey Open-File Report*, 02-0195.

- Helt, K. M., Williams-Jones, A. E., Clark, J. R., Wing, B. A., Wares, R. P., 2014. Constraints on the genesis of the Archean oxidized, intrusion-related Canadian Malartic gold deposit, Quebec, Canada. *Economic Geology*, 109(3), 713-735.
- Jamieson, H. E., Walker, S. R., Parsons, M. B., 2015. Mineralogical characterization of mine waste. *Applied Geochemistry*, 57, 85-105.
- Kabambi, A. K., Bussière, B., Demers, I., 2017. Hydrogeological Behaviour of Covers with Capillary Barrier Effects Made of Mining Materials. *Geotechnical and Geological Engineering*, 35(3), 1199-1220.
- Knelson, B., Edwards, R., 1990. *Development and economic application of Knelson concentrator in low grade alluvial gold deposits*. Paper presented at the The AusIMM Annual Conference.
- Kongolo, M., Benzaazoua, M., de Donato, P., Drouet, B. t., Barrès, O., 2004. The comparison between amine thioacetate and amyl xanthate collector performances for pyrite flotation and its application to tailings desulphurization. *Minerals engineering*, 17(4), 505-515. doi:10.1016/j.mineng.2004.01.003
- Kwong, Y.-T. J., 1993. *Prediction and prevention of acid rock drainage from a geological and mineralogical perspective: MEND*.
- Lapakko, K. A., 1994. *Evaluation of neutralization potential determinations for metal mine waste and a proposed alternative*. Paper presented at the Proceeding: of the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage, April.
- Lawrence, R. W., Scheske, M., 1997. A method to calculate the neutralization potential of mining wastes. *Environmental Geology*, 32(2), 100-106.
- Le Houillier, R., Rhéaume, N., 1984. La Pyroanalyse De L'or Et De L'argent: La Qualite Et La Composition Des Billes. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 23(4), 427-439.
- Lindsay, M. B., Moncur, M. C., Bain, J. G., Jambor, J. L., Ptacek, C. J., Blowes, D. W., 2015. Geochemical and mineralogical aspects of sulfide mine tailings. *Applied Geochemistry*, 57, 157-177.
- Luttrell, G., 1995. Enhanced Gravity Separators: New Alternatives for Fine Coal Cleaning GH Luttrell, RQ Honaker* and DI Phillips Department of Mining and Minerals Engineering Virginia Polytechnic Institute and State University.
- Ma, L., Wei, L., Pei, X., Zhu, X., Xu, D., 2019. CFD-DEM simulations of particle separation characteristic in centrifugal compounding force field. *Powder Technology*, 343, 11-18.
- Mackay, D., Simandl, G., Grcic, B., Li, C., Luck, P., Redfearn, M., Gravel, J., 2015. Evaluation of Mozley C800 Laboratory Mineral Separator for Heavy Mineral Concentration of Stream Sediments in Exploration for Carbonatite-Hosted Specialty Metal Deposits: Case Study at the Aley Carbonatite, Northeastern British Columbia (NTS 094B). *Geoscience BC Summary of Activities 2014, 2015-2011*.

- Marion, C., Grammatikopoulos, T., Rudinsky, S., Langlois, R., Williams, H., Chu, P., Awais, M., Gauvin, R., Rowson, N., Waters, K., 2018. A mineralogical investigation into the pre-concentration of the Nechalacho deposit by gravity separation. *Minerals engineering*, 121, 1-13.
- Mermillod-Blondin, R., Kongolo, M., De Donato, P., Benzaazoua, M., Barrès, O., Bussière, B., Aubertin, M., 2005. *Pyrite flotation with xanthate under alkaline conditions-application to environmental desulfurization*. Paper presented at the Centenary of Flotation Symposium.
- Miller, S., Robertson, A., Donahue, T., 1997. *Advances in acid drainage prediction using the net acid generation (NAG) test*. Paper presented at the Proc. 4th international conference on acid rock drainage, Vancouver, BC.
- Noirant, G., Benzaazoua, M., Kongolo, M., Bussière, B., Frenette, K., 2019. Alternatives to xanthate collectors for the desulphurization of ores and tailings: Pyrite surface chemistry. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 577, 333-346. doi:<https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2019.05.086>
- Nordstrom, D. K., 2000. Advances in the hydrogeochemistry and microbiology of acid mine waters. *International Geology Review*, 42(6), 499-515.
- Önal, G., Bulut, G., Gül, A., Kangal, O., Perek, K., Arslan, F., 2005. Flotation of Aladag oxide lead–zinc ores. *Minerals engineering*, 18(2), 279-282.
- Paktunc, A., 1999 a. Mineralogical constraints on the determination of neutralization potential and prediction of acid mine drainage. *Environmental Geology*, 39(2), 103-112.
- Paktunc, A., Davé, N., 2000. *Mineralogy of pyritic waste rock leached by column experiments and prediction of acid mine drainage*. Paper presented at the Applied Mineralogy in Research, Economy, Technology, Ecology and Culture, Proceedings of the 6th International Congress on Applied Mineralogy, ICAM.
- Paktunc, A. D., 1999 b. Characterization of mine wastes for prediction of acid mine drainage *Environmental impacts of mining activities* (pp. 19-40): Springer.
- Parbhakar-Fox, A., Fox, N., Hill, R., Ferguson, T., Maynard, B., 2018. Improved mine waste characterisation through static blended test work. *Minerals engineering*, 116, 132-142. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.09.011>
- Parbhakar-Fox, A., Lottermoser, B., Bradshaw, D., 2013. *Cost-effective means for identifying acid rock drainage risks: integration of the geochemistry-mineralogy-texture approach and geometallurgical techniques*. Paper presented at the Proceedings from the 2nd AusIMM international geometallurgy conference (GeoMet), Brisbane, Australia.
- Parbhakar-Fox, A. K., Edraki, M., Walters, S., Bradshaw, D., 2011. Development of a textural index for the prediction of acid rock drainage. *Minerals engineering*, 24(12), 1277-1287.
- Rietveld, H., 1969. A profile refinement method for nuclear and magnetic structures. *Journal of applied Crystallography*, 2(2), 65-71.

- Romagnoli, M., Gualtieri, M. L., Hanuskova, M., Rattazzi, A., Polidoro, C., 2013. Effect of drying method on the specific surface area of hydrated lime: A statistical approach. *Powder Technology*, 246, 504-510. doi:<https://doi.org/10.1016/j.powtec.2013.06.009>
- Samad, M. A., Yanful, E. K., 2005. A design approach for selecting the optimum water cover depth for subaqueous disposal of sulfide mine tailings. *Canadian Geotechnical Journal*, 42(1), 207-228.
- Sapsford, D., Howell, R., Dey, M., Williams, C., Williams, K., 2008. A comparison of kinetic NAG tests with static and humidity cell tests for the prediction of ARD. *Mine Water and the Environment*, 325-328.
- Smart, R., Skinner, W., Levay, G., Gerson, A., Thomas, J., Sobieraj, H., Schumann, R., Weisener, C., Weber, P., Miller, S., 2002. ARD test handbook: project P387A, prediction and kinetic control of acid mine drainage. *AMIRA, International Ltd, Ian Wark Research Institute, Melbourne, Australia*, <http://fliphtml5.com/cumy/jsbb> acces on 08 2018.
- Sobek, A. A., 1978. *Field and laboratory methods applicable to overburdens and minesoils*: Industrial Environmental Research Laboratory, Office of Research and
- Stewart, W. A., Miller, S. D., Smart, R., 2006. *Advances in acid rock drainage (ARD) characterisation of mine wastes*. Asmr.
- Van Balen, K., 2005. Carbonation reaction of lime, kinetics at ambient temperature. *Cement and Concrete Research*, 35(4), 647-657. doi:<https://doi.org/10.1016/j.cemconres.2004.06.020>
- Weber, P. A., Hughes, J. B., Conner, L. B., Lindsay, P., Smart, R., 2006. *Short-term acid rock drainage characteristics determined by paste pH and kinetic NAG testing: cypress, prospect, New Zealand*. ASMR.
- Weber, P. A., Thomas, J. E., Skinner, W. M., Smart, R. S. C., 2004. Improved acid neutralisation capacity assessment of iron carbonates by titration and theoretical calculation. *Applied Geochemistry*, 19(5), 687-694.
- Wills, B. A., Finch, J., 2015. *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*: Butterworth-Heinemann.
- Wills, B. A., Finch, J. A., 2016a. Chapter 10 - Gravity Concentration. In B. A. Wills, J. A. Finch (Eds.), *Wills' Mineral Processing Technology (Eighth Edition)* (pp. 223-244). Boston: Butterworth-Heinemann.
- Wills, B. A., Finch, J. A., 2016b. Chapter 12 - Froth Flotation. In B. A. Wills, J. A. Finch (Eds.), *Wills' Mineral Processing Technology (Eighth Edition)* (pp. 265-380). Boston: Butterworth-Heinemann.

CHAPITRE 5 EVALUATION GÉOCHIMIQUE DES MATÉRIAUX DÉSULFURÉS

Ce chapitre présente les résultats des essais cinétiques permettant d'évaluer le comportement géochimique à long terme à l'aide des mini-cellules d'altération. Il est constitué de trois sections principales, à savoir l'interprétation des essais cinétiques, la présentation des résultats de démantèlement des mini-cellules d'altération et une discussion sur la situation environnementale des rejets désulfurés. Cette partie comportera une étude comparative du comportement géochimique de l'échantillon de tête des trois lithologies avec leurs matériaux désulfurés issus de la méthode gravimétrique, qualifiée comme meilleur procédé de désulfuration en comparaison avec la flottation.

5.1 Interprétation des essais cinétiques

Les essais cinétiques permettent de simuler les conditions naturelles par la percolation d'un volume d'eau sur une quantité de roche ayant des granulométries variables. Ces essais permettent la confirmation ou bien l'infirmer des caractères acidogènes des échantillons par l'oxydation des sulfures. Les résultats des essais cinétiques donnent une idée du taux d'oxydation des sulfures et de neutralisation des minéraux carbonatés (Sapsford et al., 2008; Villeneuve, 2006). Les résultats des analyses des lixiviats vont servir au calcul du temps d'épuisement des minéraux neutralisants et acidifiants.

Les rejets de la méthode gravimétrique (AGR-RG, CGR-RG et CPO-RG) ont été montés dans les mini-cellules d'altération, car ces derniers ont présenté des taux importants de récupération des sulfures, en plus d'un faible contenu en soufre (section 4.3.5.2). Les échantillons de tête (AGR-HS, CGR-HS et CPO-HS) ont fait aussi l'objet de cet essai pour des fins de comparaison.

5.1.1 Évolution des paramètres physicochimiques des lixiviats

La Figure 5.1 présente l'évolution des paramètres physicochimiques durant les 24 cycles de l'essai (2 cycles = 1 semaine), pour les échantillons de tête (AGR-HS, CGR-HS et CPO-HS) et les rejets désulfurés par gravimétrie (AGR-RG, CGR-RG et CPO-RG). Pour l'ensemble des échantillons, les valeurs de pH sont proche de la neutralité (pH~8) au début de l'essai et elles se stabiliser entre

7,4 et 8,9. Les échantillons de tête montrent un pH qui varie entre 7,6 et 8,7, alors que les matériaux désulfurés suivent la tendance générale de la variation du pH ($7,4 < \text{pH} < 8,9$).

Les valeurs de Eh ont montré des conditions oxydantes ($\text{Eh} > 200 \text{ mV}$). Les valeurs de Eh varient entre 262 et 625 mV pour l'ensemble des échantillons. Les échantillons de tête montrent des valeurs de Eh variaient entre 264 et 625 mV, alors que les matériaux désulfurés montrent des valeurs comprises entre 262 et 621 mV.

La conductivité électrique illustre une stabilisation après le quatrième cycle de rinçage. Les valeurs de la totalité des échantillons n'ont en effet pas dépassé $120 \mu\text{S}/\text{cm}$ après les quatre premiers cycles, ceci est dû à la pré-oxydation des grains des sulfures. En effet, selon Mayer et al. (2002), la pré-oxydation d'un grain entraîne la modification du taux de réaction des sulfures. La circulation de l'eau et de l'oxygène des premiers jours permet d'éliminer la partie superficielle oxydée des particules pour arriver au noyau non oxydé du minéral. Tous les échantillons sont caractérisés par une baisse de la conductivité électrique, passant de $472 \mu\text{S}/\text{cm}$ à une valeur minimale de $72 \mu\text{S}/\text{cm}$.

Les valeurs d'alcalinité sont inférieures à 160 mg/L CaCO_3 pour la totalité des échantillons. Les échantillons de tête ont des valeurs d'alcalinité qui varient entre 28 et 152 mg/L CaCO_3 , alors que celles des matériaux désulfurés ne dépassent pas 73 mg/L CaCO_3 . L'acidité ne dépasse pas 11 mg/L CaCO_3 pour les matériaux désulfurés et 14 mg/L CaCO_3 pour les échantillons de tête.

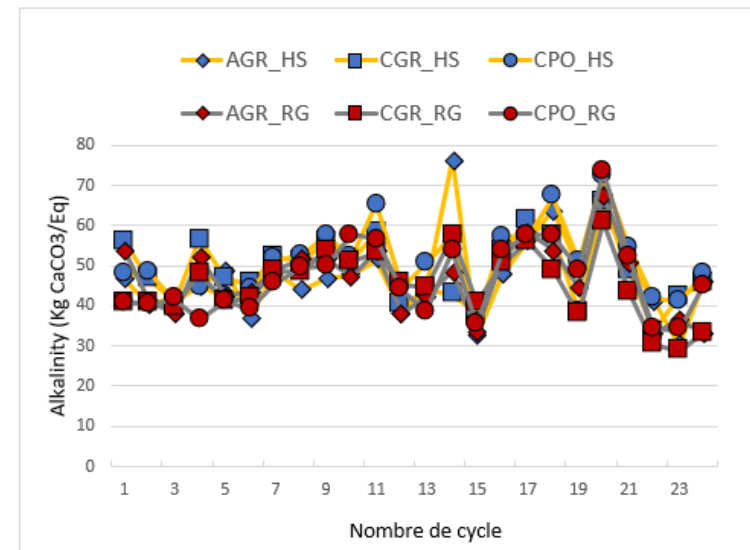
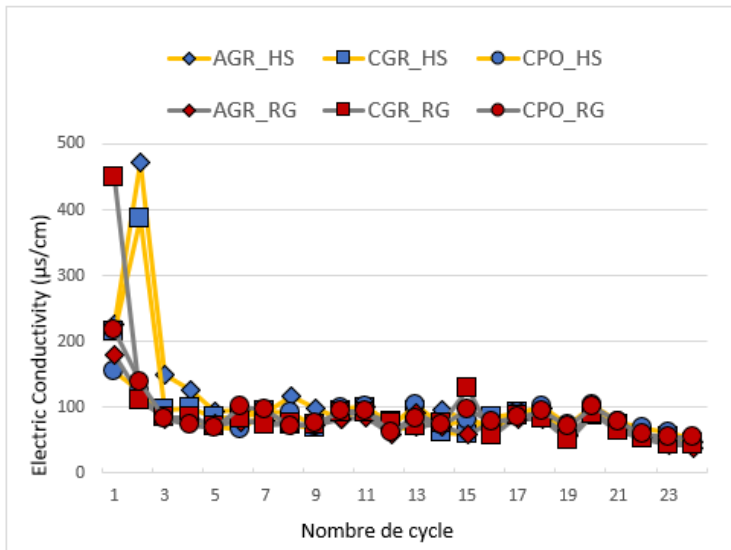
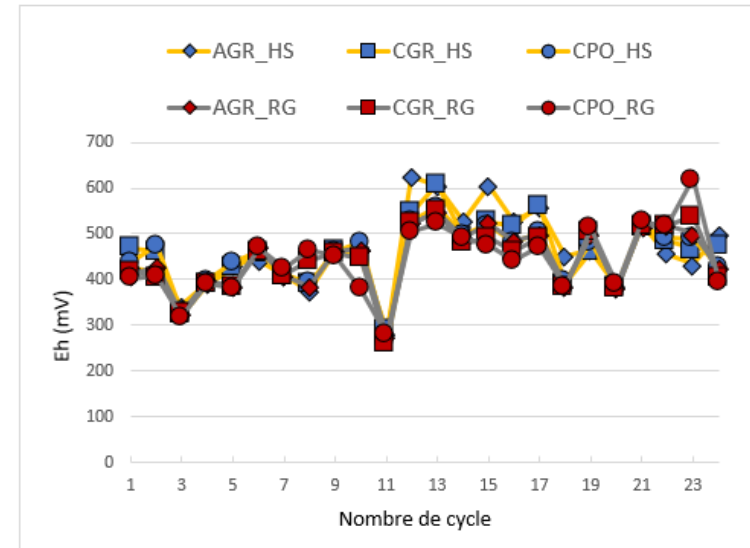
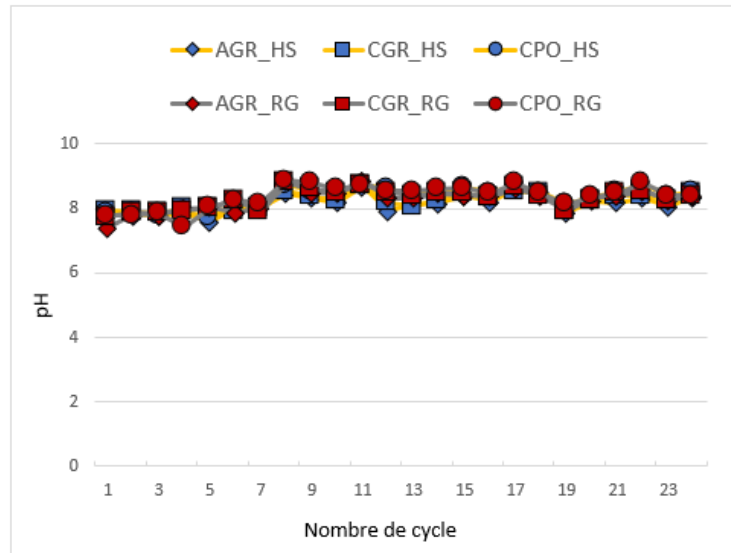


Figure 5.1 Paramètres physicochimiques des lixiviats

5.1.2 Analyses chimiques des lixiviats

Les lixiviats des mini-cellules collectés durant la période d'essai ont été analysés par ICP-AES pour déterminer les concentrations de 26 éléments chimiques, incluant les métaux et le soufre total. Les résultats des analyses chimiques des lixiviats des mini-cellules sont illustrés dans les Figures 5.2 et 5.3. L'évolution des concentrations cumulées, en particulier les éléments SO_4^{-2} , Ca, Mn, Mg, Si et Al sont présentés dans la Figure 5.2.

Les concentrations sont représentées d'une façon cumulées normalisées (mg/kg) afin de comparer les taux de lixiviation des éléments chimiques dans les différents échantillons. Premièrement, les sulfates indiquent le taux d'oxydation de la pyrite et $[\text{Ca}+\text{Mg}+\text{Mn}]$ renseignent sur la dissolution des carbonates (Benzaazoua et al., 2004; Elghali et al., 2019a). Finalement, les éléments Si et Al indiquent la dissolution des minéraux aluminosilicatés. Le calcium, principalement lié à calcite, est l'élément le plus lixivié, par comparaison au Mg et Mn, Si et Al.

À la fin de la durée des essais en mini-cellules, les sulfates totaux SO_4^{-2} étaient de l'ordre de 49,1 mg/kg pour la AGR-HS; 78,2 mg/kg pour CGR-HS; 40,9 mg/kg pour CPO-HS; 37,4 mg/kg pour AGR-RG; 38,7 mg/kg pour CGR-RG et 36,1 mg/kg pour CPO-RG. Après une durée de 84 jours de tests de lixiviation, les charges cumulées de Ca ont été de l'ordre de : 136,1 mg/kg pour la AGR-HS; 168,6 mg/kg pour CGR_HS; 138,7 mg/kg pour CPO-HS; 131,5 mg/kg pour AGR-HS; 135,3 mg/kg pour CGR-HS et 136,2 mg/kg pour CPO_HS. Le Mg et Mn ont montré la même tendance de stabilisation, avec des faibles concentrations en fonction de leurs concentrations initiales dans les échantillons solides. La lixiviation de la silice a été faible par rapport à celle du calcium Ca.

Les concentrations en fer (Fe) et zinc (Zn) sont illustrées dans la Figure 5.3. Ces éléments chimiques (Fe et Zn) ont été lixiviés avec de fortes concentrations dans les échantillons de tête en comparaison avec les rejets désulfurés. Le fer (Fe) a été lixivié en faibles concentrations. Le zinc (Zn) est plus lixivié dans l'échantillon de tête AGR-HS qui a atteint une concentration cumulée de 0,36 mg/kg vers la fin de l'essai.

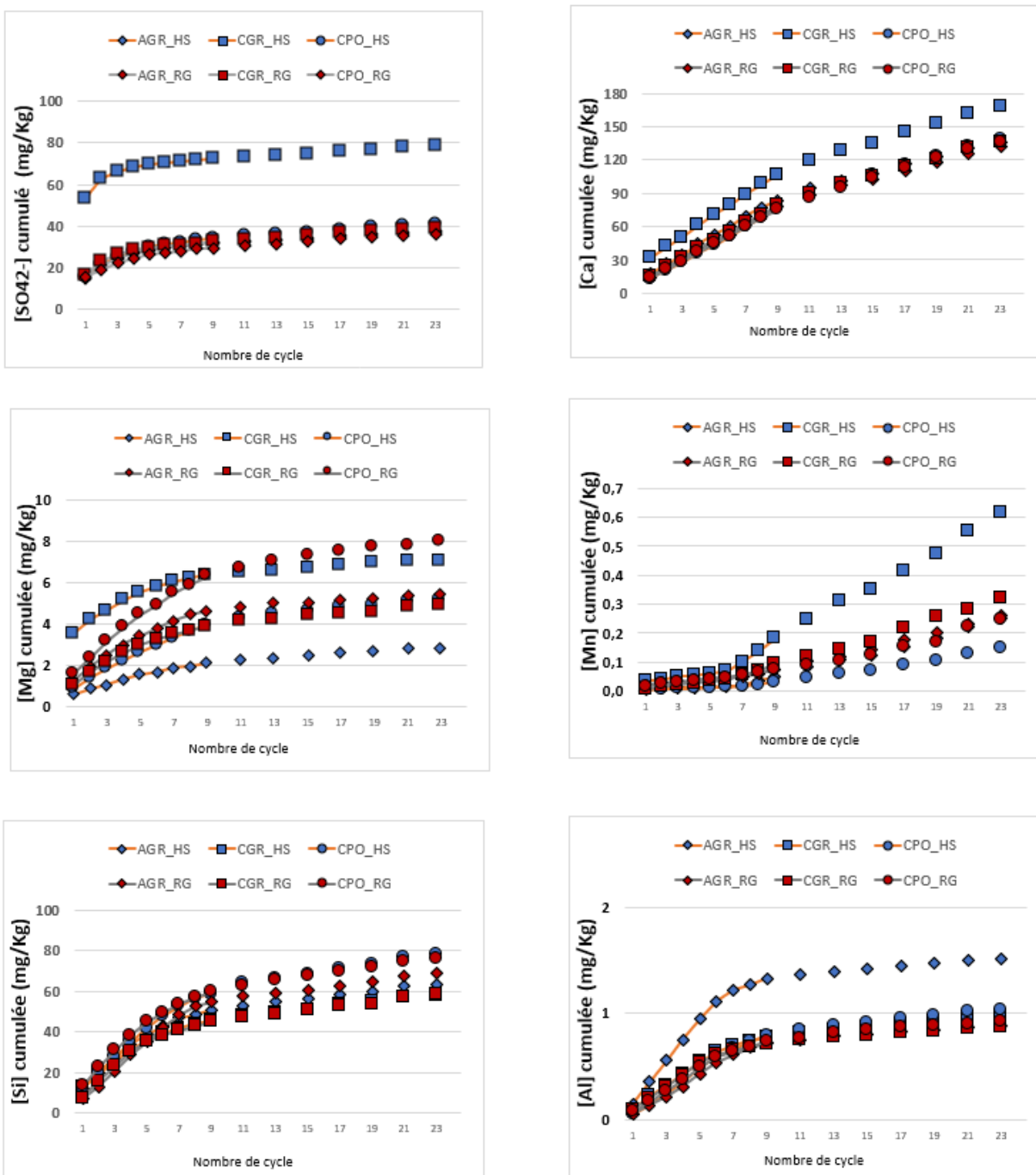


Figure 5.2 Concentrations cumulées de SO_4^{2-} , Ca, Si, Mn, Mg et Al des échantillons de tête et des rejets désulfurés

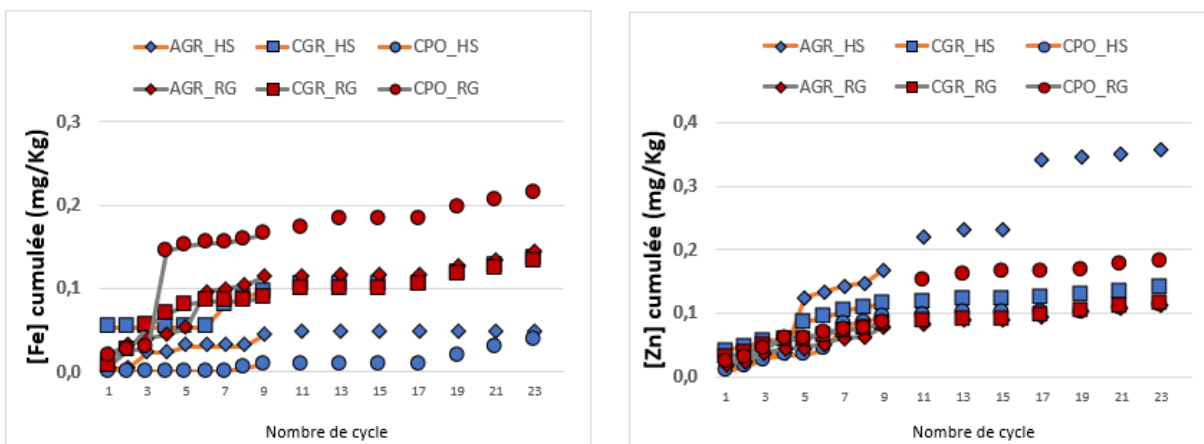


Figure 5.3 Concentrations cumulées de Zn et Fe des échantillons de tête et des désulfurés

5.1.3 Calcul des temps d'épuisements et droites d'oxydo-neutralisation

Le calcul du temps d'épuisement est important afin d'évaluer le potentiel d'un échantillon à générer un drainage minier acide, ainsi que les phases qui ont une capacité de neutralisation de l'acide généré (carbonates, oxydes et hydroxydes, silicates). Si les phases neutralisantes s'épuisent plus rapidement que les phases génératrices d'acide (sulfures), le drainage résultant aura un pH acide. Les études minéralogiques faites dans le cadre de ce travail ont révélé que la pyrite est susceptible de libérer des H^+ lorsqu'elle est exposée à l'oxygène et à l'eau. De même, la calcite est la principale phase qui peut neutraliser l'acidité générée.

Le temps d'épuisement permet d'estimer le temps nécessaire pour dissoudre les minéraux acidogènes et neutralisants. Les concentrations des éléments Ca, Mg et Mn représentent les phases neutralisantes et les sulfates calculés à partir du S_{total} représentent la phase acidifiante. L'hypothèse qui se réfère à cette méthode d'interprétation est que l'environnement géochimique reste le même, le rapport entre les produits de neutralisation et ceux d'oxydation reste linéaire et que la minéralogie n'affectera pas la linéarité de la relation à long terme (e.g épuisement d'un minéral ou précipitation). Ces hypothèses sont interdépendantes. Elles peuvent être considérées comme réalistes tant que les conditions (pH, Eh, température) restent les mêmes (Benzaazoua et al., 2004).

Les masses de ces éléments acidogènes (sulfates) et neutralisants (Ca, Mg et Mn) ont été utilisées pour tracer les droites d'épuisement. Ces droites ont permis de calculer le temps d'épuisement des

neutralisants et des phases acidogènes présent dans les échantillons. Les résultats de ces calculs sont donnés au Tableau 5.1.

Les résultats montrent que, pour les stériles -DPLS ($\phi < 2.4$ mm) avant traitement, les minéraux qualifiés neutralisants vont s'épuiser en premier lieu (95,83 ans pour AGR-HS, 47,88 ans pour CGR-HS et 47,92 pour CPO-HS). Ils s'épuiseront avant le soufre (Source de génération d'acide) qui prendra une durée de 191,42 ans pour AGR-HS, 191,01 ans pour CGR-HS et 95,53 pour CPO-HS. Au contraire, les temps d'épuisement des minéraux acidifiants et neutralisants sont presque les mêmes (≈ 47 ans) pour les matériaux désulfurés par gravimétrie et pour les échantillons de tête (Tableau 5.1).

Tableau 5.1 Calculs du temps d'épuisement (par an) des phases acidifiante et neutralisante des matériaux désulfurés

Lithologies	Temps d'épuisement en année	
	Soufre	Carbonates (Ca+Mg+Mn)
AGR-HS	191,42	95,83
CGR-HS	191,01	47,88
CPO-HS	95,53	47,92
AGR-RG	47,7	47,92
CGR-RG	47,63	47,91
CPO-HS	47,65	47,89

La prédiction du comportement géochimique à long terme des six échantillons a été faite au moyen des droites d'oxydo-neutralisation proposées par Benzaazoua et al. (2004). Les sulfates SO_4^{2-} ont été utilisées comme indicateur de l'oxydation des sulfures, et les éléments [Ca+Mn+Mg] en tant qu'indicateurs de la dissolution des minéraux neutralisant. Les concentrations initiales des échantillons solides ont été projetées sur le graphique SO_4^{2-} en fonction du [Ca+Mn+Mg]. Les échantillons sont classés comme non générateurs d'acide s'ils sont localisés du côté [Ca+Mn+Mg] et ils sont considérés comme générateurs d'acide s'ils sont situés du côté du SO_4^{2-} (Villeneuve et al., 2009). Les droites d'oxydation/-neutralisation sont représentées dans la Figure 5.5.

Les résultats de la projection des concentrations initiales montrent que l'ensemble des échantillons de tête et AGR-RG sont classés comme générateurs d'acide à long terme. Alors que les matériaux désulfurés (CGR-RG et CPO-RG) sont considérés comme non générateurs d'acide à long terme. Ceci s'explique par les grandes valeurs de PN des échantillons en comparaison avec leur PA. La

prise considération des sulfures réellement réactifs permet de calculer le vrai potentiel de génération d'acide. La lithologie AGR est considérée comme la lithologie la plus sulfurée (%S > 0.5 %) dont il faut prendre en compte deux facteurs principaux à savoir le degré de libération et le fait que le procédé de désulfuration peut concentrer les carbonates non libérés associés aux sulfures. Une analyse poussée de la lithologie AGR-RG (MEB, QEMSCAN®) permettrait de donner une idée sur le degré de libération des sulfures et la présence des carbonates dans le rejet désulfuré après essai cinétique et valider son statut PGA à long terme.

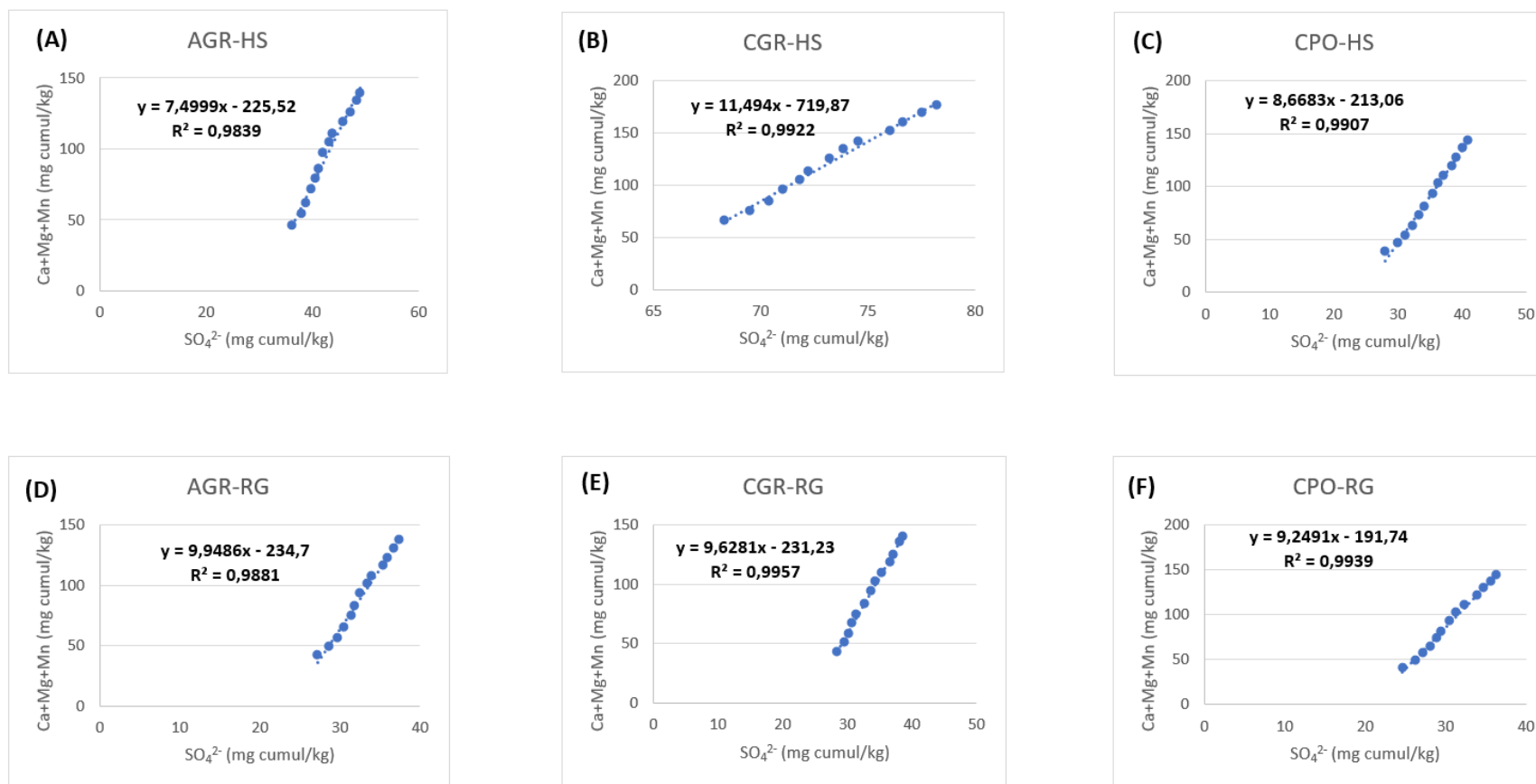


Figure 5.4 Droites d'oxydo-neutralisation (A, B, C, D, E, F) des échantillons AGR-HS, CGR-HS, CPO-HS, AGR-RG, CGR-RG et CPO-RG

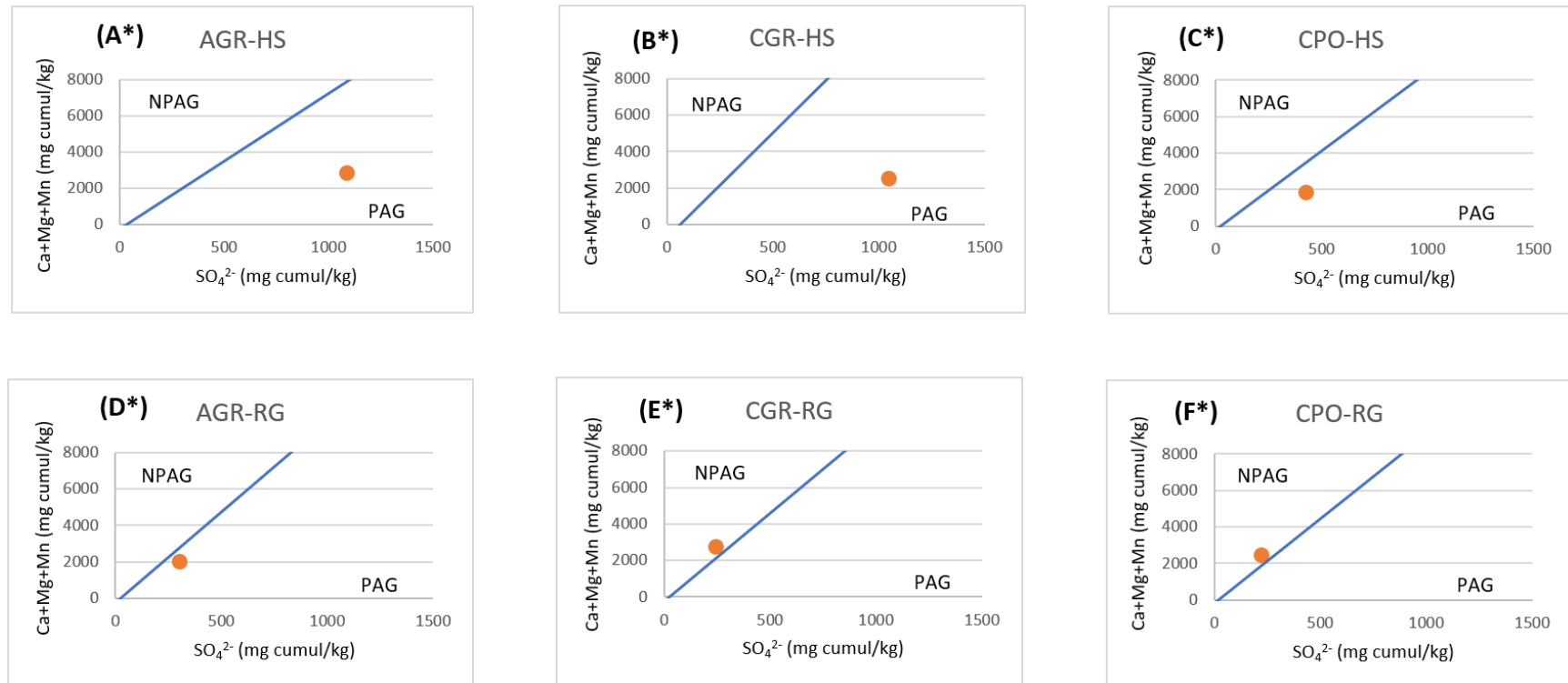


Figure 5.5 Prolongation de la courbe d'oxydation neutralisation
(A*, B*, C*, D*, E*, F*) des échantillons AGR-HS, CGR-HS, CPO-HS, AGR-RG, CGR-RG et CPO-RG

5.2 Résultats de démantèlement

5.2.1 Analyses chimiques

L'analyse chimique du soufre par la fournaise d'induction des six mini-cellules démantelées montre que les concentrations en soufre varient entre 0,19 % et 0,54 % pour les échantillons de tête et les rejets désulfurés ont un pourcentage massique de soufre qui varie entre 0,07 % et 0,16 % (Tableau 5.2). Cependant; les concentrations en en soufre pour les échantillons de tête étaient entre 0,21 % et 0.54 %. Ces concentrations en soufre varient entre 0.11 % et 0.15 % pour les rejets désulfurés avant le début des essais cinétiques.

Tableau 5.2 Analyses chimiques et taux d'oxydation des sulfures pour les matériaux après démantèlement

Matériel démantelé après essai cinétique	%S de l'échantillon de tête	%S de l'échantillon démantelé	SO ₄ ²⁻ Solubles	Taux d'oxydation des sulfures (μmol/kg/jour)
AGR-HS (0-2,4 mm)	0.54	0,53	0	3,04
CGR-HS (0-2,4 mm)	0.52	0,51	0	4,84
CPO-HS (0-2,4 mm)	0.21	0,19	0,04	2,54
AGR-RG (0-2,4 mm)	0.15	0,16	0,03	2,32
CGR-RG (0-2,4 mm)	0.12	0,14	0,18	2,40
CPO-RG (0-2,4 mm)	0.11	0,07	0,03	2,25

La présence des sulfates indique l'oxydation des sulfures et plus précisément la précipitation des minéraux secondaires. Les résultats des analyses ICP-AES pour les six échantillons sont caractérisés par de faibles concentrations en sulfates solubles SO₄²⁻(< 0.18 %), ce qui donne une idée de la faible oxydation des sulfures (Tableau 5.2). En effet, ces faibles concentrations en sulfates peuvent être expliquées par les faibles taux d'oxydation des sulfures qui ne dépassent pas 2,5 μmol/kg/jour pour les matériaux désulfurés et 5 μmol/kg/jour pour les échantillons de tête. Les faibles concentrations des sulfates dans les matériaux de post-démantèlement peut être dû aussi à la non accumulation des sulfates en minéraux secondaires. Les mini-cellules sont des essais agressifs où le rapport eau/solide élevé permet d'évacuer les produits d'oxydation et réduire le taux de précipitation secondaire.

5.2.2 Investigation minéralogique

Une caractérisation minéralogique par le microscope optique (MO) a été effectuée sur des échantillons démantelés pour évaluer l'auréole (*coating*) des sulfures. Les images optiques du MO montrent que les sulfures, et plus spécifiquement la pyrite, sont généralement encapsulés dans la gangue. Quelques grains restent toutefois partiellement libres (Figure 5.7 et Figure 5.8). La texture de la pyrite dans les rejets démantelés (encapsulée et semi-libérées) explique la faible variation des valeurs de soufre avant et après l'essai cinétique en mini-cellules d'altération (Tableau 5.2).

Les images optiques montrent aussi que les fractions fines des échantillons de tête (F1 :0-1 mm) présentent des grains de pyrite entourés avec des auréoles d'hydroxyde de fer, d'une épaisseur de 2 à 15 μm . Ces grains ont un diamètre variant entre 50 et 200 μm .

Les analyse DRX quant à elles ont permis de détecter de la pyrite dans les échantillons AGR-HS et CGR-HS, avec des teneurs de 0,55 % et 0,54 % respectivement. Cette même analyse n'a pas détecté la phase minérale de pyrite, car celle-ci est inférieure à 0,5 % pour les échantillons AGR-RG, CGR-RG, CPO-HS et CPO-RG. Par contre, l'analyse DRX des échantillons initiaux avant retraitement avaient des valeurs de pyrite supérieures à 0,5 % (1,34 % pour AGR, 0,8 % pour CGR et 0,42 % pour CPO).

Enfin, les auréoles notés dans les images optiques des échantillons de tête sont marqués juste à la surface des grains de pyrite libres (Figure 5.6). L'observation de ces auréoles confirme l'oxydation significative des sulfures.

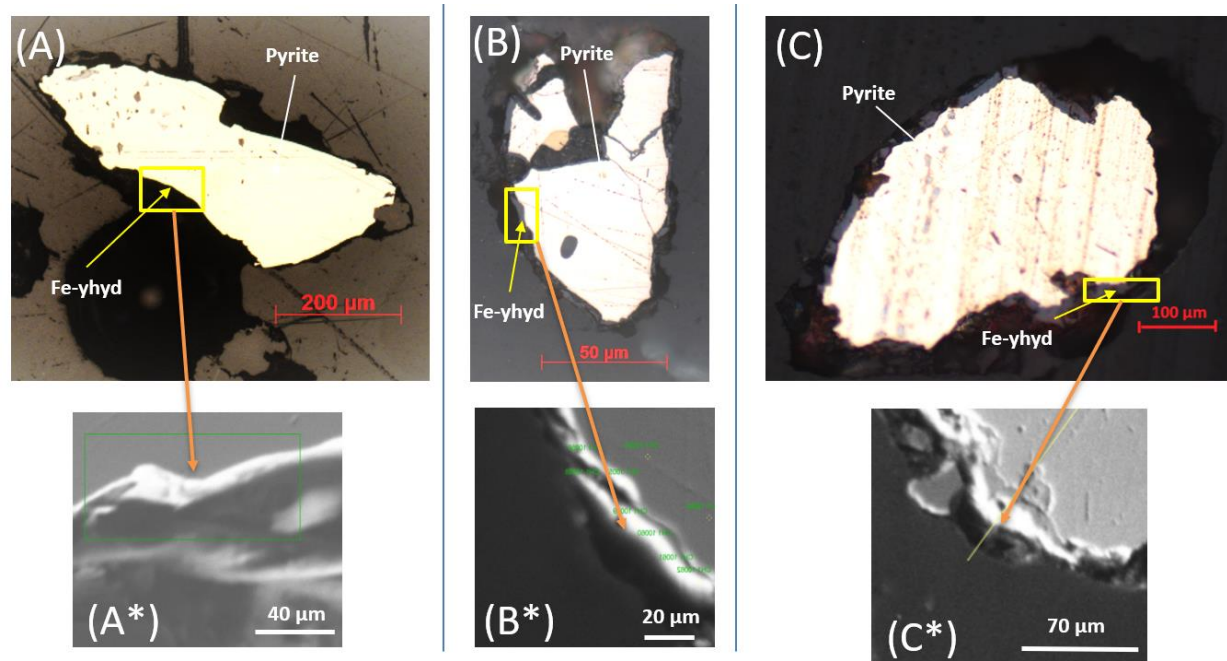


Figure 5.6 Images du MEB (A*, B* et C*) montrant la précipitation des hydroxydes de fer sur la surface de la pyrite dans les échantillons de tête

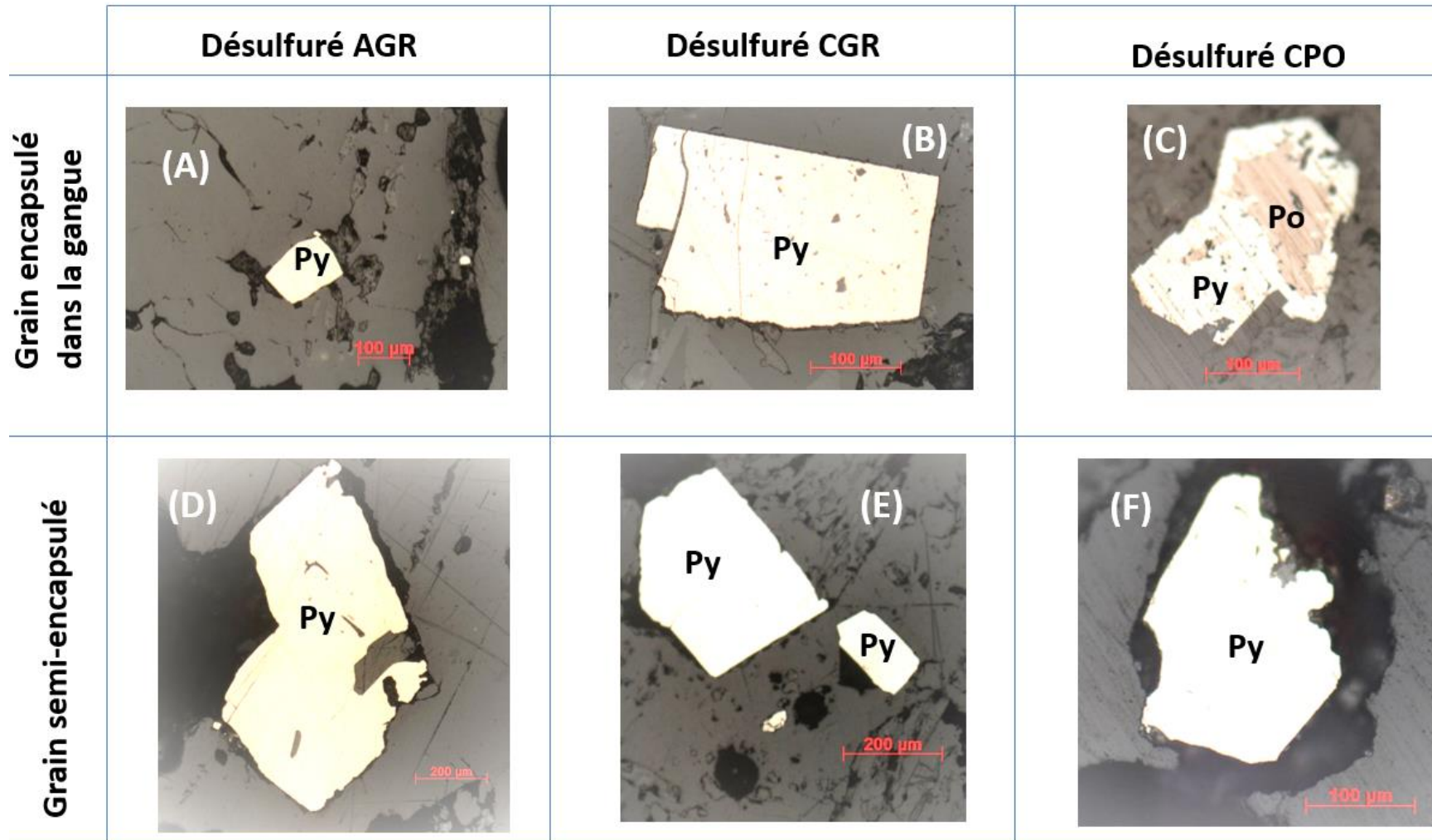


Figure 5.7 Image du MO pour les échantillons de tête après essai cinétique en mini-cellules

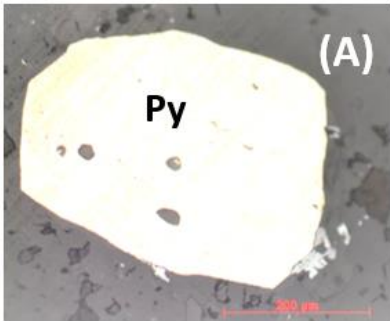
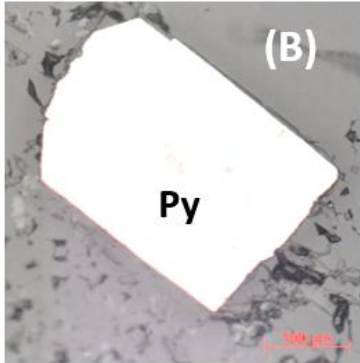
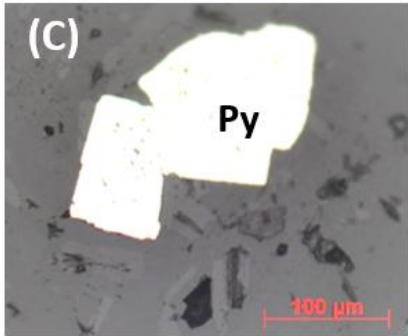
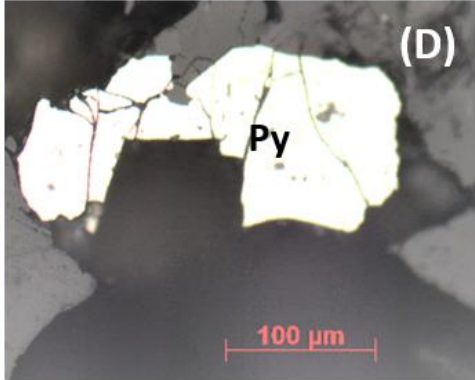
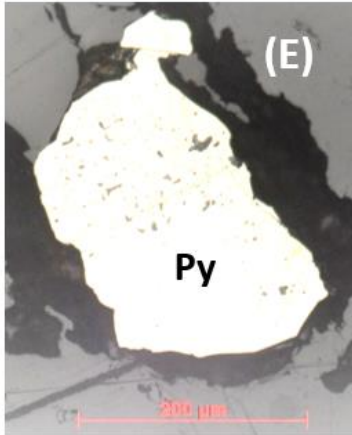
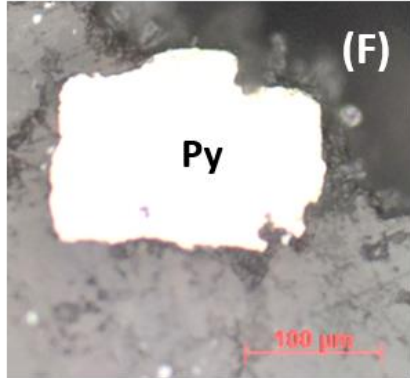
	Désulfuré AGR	Désulfuré CGR	Désulfuré CPO
Grain encapsulé dans la gangue			
Grain semi-encapsulé			

Figure 5.8 Images du MO des matériaux désulfurés de la gravimétrie après essai cinétique en mini-cellules

Les matériaux désulfurés sont marqués par la présence des grains de pyrite totalement encapsulés dans la gangue. Les grains de pyrite observés dans les échantillons de tête sous MEB sont généralement passivés par une auréole d'hydroxyde de fer qui ne dépasse pas 15 μm d'épaisseur (Figure 5.6 A-B-C). Ce type d'auréole empêche l'oxygène d'entrer en contact avec les grains de pyrite et par conséquent il empêche l'oxydation de ces grains. En ce qui concerne les matériaux désulfurés (AGR-RG, CGR-RG et CPO-RG), ces auréoles de passivation n'ont pas été observés, car la majorité des grains de pyrite sont encapsulés totalement dans la gangue ou semi-libérés (10-20 %).

De la pyrite semi-libre et de la pyrite totalement encapsulée dans la gangue ont été constatées dans les échantillons étudiés à la fin des essais cinétiques. Les faibles proportions de la pyrite ont été validées également par les résultats de l'analyse DRX ($\text{wt}\% < 0,5$). Le pourcentage massique de soufre indique une oxydation des sulfures observée par les images du MEB avec une précipitation des hydroxydes de Fer ($\text{Fe} \approx 62\%$, $\text{O} \approx 36\%$) au niveau des échantillons de tête (AGR-HS, CGR-HS et CPO-HS).

Grâce aux résultats de la qualité des eaux des lixiviats, une modélisation géochimique à l'aide du logiciel Vminteq et la base de données Geochemist's WORKBENCH a été faite suite à l'intégration des données d'entrée du modèle en termes de concentration en soufre ($[\text{S}]$ moyenne : 1,3 mg/L), en fer ($[\text{Fe}]$ moyenne : 0,004 mg/L), du pH moyen (8,15) et du potentiel redox Eh moyen (463 mV).

La projection des lixiviats dans le diagramme pH-Eh des différents échantillons en mini-cellules explique une potentielle précipitation des hydroxydes de fer. Les faibles concentrations du fer dans les lixiviats expliquent la précipitation des hydroxydes de fer (Cravotta III and Trahan, 1996; De Andrade et al., 2008; Elghali et al., 2019a; Lee et al., 2002). Bien que ce qui ne pourrait pas donner partie à la précipitation peut être expliqué les faibles concentrations de fer qui ne dépassent pas 0,67 mg/L (Figure 5.9). Ces conditions correspondent au fer échangeable et à la dissolution des phases d'hydroxydes de fer à faible cristallinité.

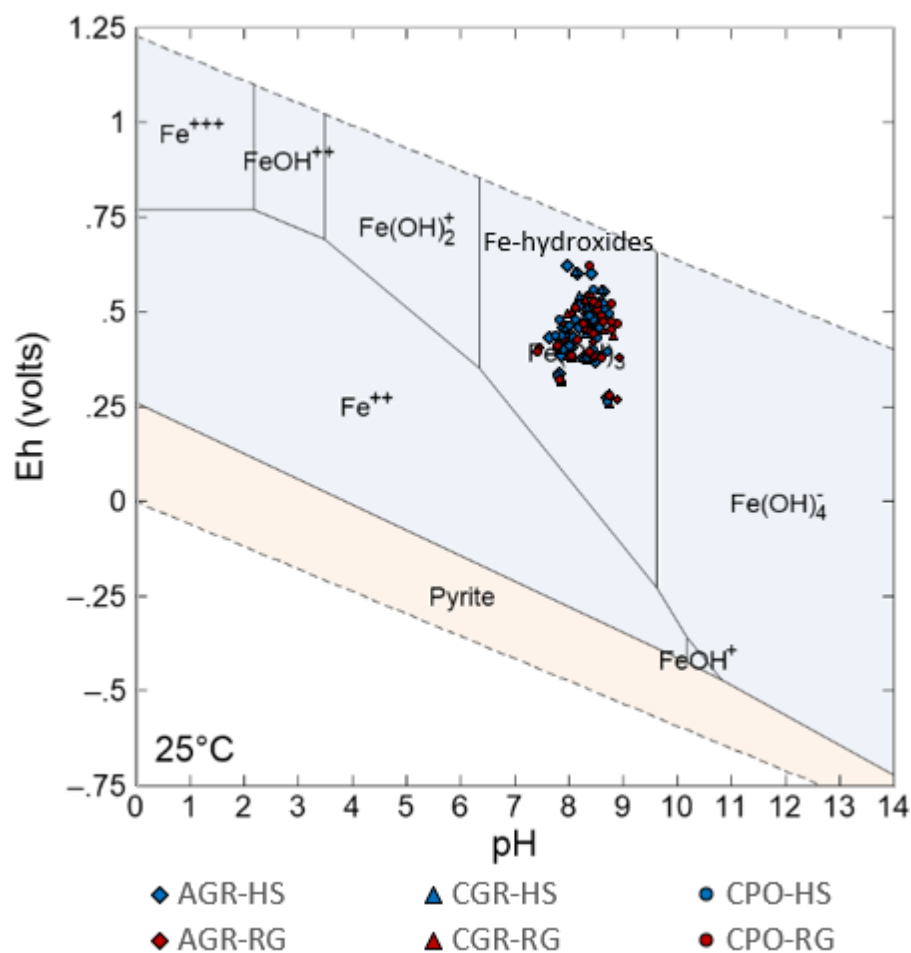


Figure 5.9 Digramme ph-Eh des lixiviats des six échantillons montés en mini-cellules

5.3 Discussion environnementale des rejets désulfurés

Les échantillons de tête et les rejets désulfurés ont des caractéristiques chimiques et minéralogiques différentes. Les échantillons de tête sont riches en carbonates plus qu'en sulfures. Les images prises par le MO ont montré que quelques sulfures des échantillons de tête ont été encapsulés dans la gangue, que certains sont libres et que d'autres sont semi-libres. Parallèlement, les matériaux désulfurés contiennent peu des sulfures libres vu à l'aide de MO. Ces différences minéralogiques et chimiques influencent le comportement géochimique dans les essais cinétiques. Les lithologies de tête sont non génératrices d'acide, à l'exception de la lithologie AGR qui a un potentiel de génération d'acide incertain avec ses deux fractions fine F1 et grossière F2. Les

matériaux désulfurés et ces dernières avaient lixivié une solution avec un pH variant entre 7,4 et 8,9.

Les taux d'oxydation des sulfures sont faibles pour les échantillons -DPLS (<2.4mm) montés en mini-cellules. Les essais en colonnes des travaux d' Elghali et al. (2019a) avec les échantillons -DPLS (<2.4mm) avaient des valeurs de taux d'oxydation comprise entre 12,46 $\mu\text{mol/kg/jour}$ pour la lithologie AGR-HS et 9,41 $\mu\text{mol/kg/jour}$ pour la lithologie CGR-HS. Le taux d'oxydation de la lithologie CGR-HS est de l'ordre 4,84 $\mu\text{mol/kg/jour}$ pour cette étude. Les taux d'oxydation des sulfures dans les colonnes sont supérieurs à ceux des minicellules. La différence des taux d'oxydation des sulfures peut être dû à la variabilité d'échelle des essais (facteur d'échelle), le volume d'eau (2,7 L vs 50 ml) et la masse des échantillons (10,25 kg vs 67 g).

Les charges ponctuelles de Fe et de Zn qui ont été collectées immédiatement après chaque cycle de lixiviation n'excèdent pas les limites environnementales fixées par la Directive 019 (0,5 mg/L et 3 mg/L pour le Zn et Fe respectivement) (Figure 5.10). Ces résultats concordent avec celles trouvés par Elghali et al. (2019a). Les valeurs de pH des essais en colonnes étaient entre 7 et 8, et les charges ponctuelles du fer et du zinc ne dépassent pas les limites de la Directive 019.

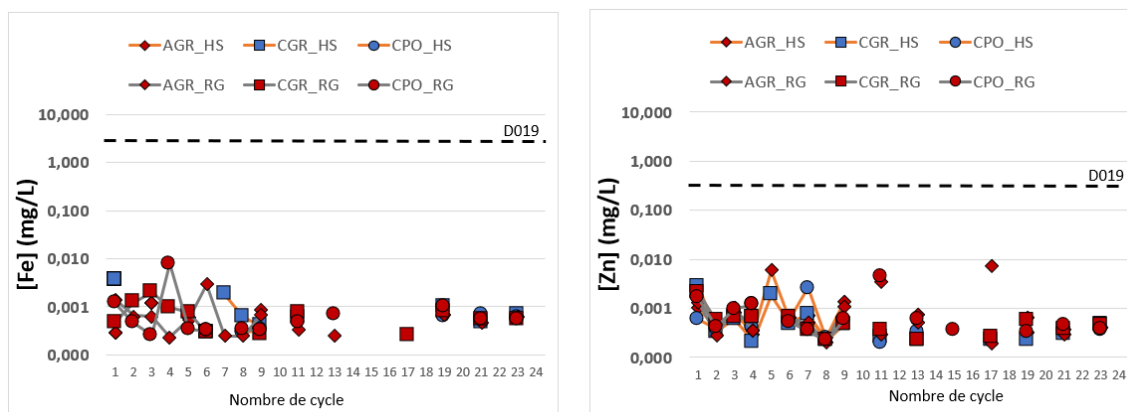


Figure 5.10 Charges ponctuelles des éléments Fe et Zn des échantillons du tête et des matériaux désulfurés

CHAPITRE 6 DISCUSSION GÉNÉRALE : EFFICACITÉ DE LA DÉSULFURATION

Ce chapitre, liée aux travaux de désulfuration des stériles miniers, est constituée de quatre sections principales. Une première section discute de l'apport de la géométallurgie en raison de sa grande importance dans l'étude de préfaçabilité et faisabilité technico-économique des gisements miniers. La deuxième section présente l'intérêt de la caractérisation pour une meilleure prédiction du potentiel de génération d'acidité. La troisième section s'attarde à l'efficacité de la séparation physique et chimique et à la rentabilité du procédé de désulfuration. La quatrième section aborde les considérations économiques pour évaluer la faisabilité sommaire du procédé de désulfuration. Il s'agit en d'autres termes d'évaluer la possibilité de rentabiliser le traitement effectué pour une gestion intégrée des stériles miniers.

6.1 Efficacité de la désulfuration dans le cadre de la gestion intégrée

6.1.1 Apport de la géométallurgie

Le principal apport de la géométallurgie est la compréhension de la forme et de la structure du gisement à partir des ressources et des informations collectées sur le site, afin d'augmenter la NPV d'un projet minier (Dominy et al., 2018). Un gisement est une ressource viable dont l'extraction produit de grandes quantités de rejets miniers (stériles et résidus). Ces derniers sont souvent sulfureux et sont, de ce fait, potentiellement générateurs du DMA au contact de l'air et en présence d'eau. Le DMA est un des défis majeurs de l'exploitation minière. En effet, la gestion du DMA entraîne des coûts très importants. Ainsi, les coûts lors de la phase de fermeture de la mine ont été récemment estimés à 200 000\$ CA par hectare (Adiansyah et al., 2015; Mudd, 2007). Afin de minimiser ces coûts, il est important de prévenir les risques géo-environnementaux probables dès les phases préliminaires d'exploitation et tout au long de la vie d'une mine. Le chapitre 4 explique la vision de la gestion des stériles minier en amont d'une exploitation minière afin de gérer les problèmes environnementaux.

La clé de la gestion du DMA est la détermination et la définition des propriétés minéralogiques des rejets. Les méthodes traditionnelles se basent sur la prise de quelques échantillons

représentatives des rejets analysés à l'aide des tests statiques afin de déterminer leur potentiel de génération d'acide (Parbhakar-Fox et al., 2013; Parbhakar-Fox et al., 2011), bien que les travaux récents se basent aussi sur les travaux de modélisation géochimiques (Amos et al., 2015; Benzaazoua et al., 2004; Hakkou et al., 2008; Hammarstrom and Smith, 2002; Lindsay et al., 2009; Lindsay et al., 2015; Perkins et al., 1995).

La stratégie d'échantillonnage est primordiale durant tous les stades d'exploitation pour réduire les problèmes d'incertitudes liés à la détermination des paramètres environnementaux (PN, PA, ...). C'est dans ce contexte que la définition des données géochimiques, minéralogiques et texturales, grâce à une bonne représentativité des échantillons collectés, est la base des approches géométallurgiques. Lors de ce travail, les lithologies ont été échantillonnées et homogénéisées à partir d'une masse de 5 kg pour une caractérisation multidisciplinaire. En effet, les démarches de préparation ont été assurées pour avoir une représentativité des lithologies.

Les paramètres environnementaux nécessitant une évaluation comprennent la capacité d'une unité de roche incluant des sulfures à produire de l'acide. En effet, une combinaison d'essais statiques est généralement recommandée pour permettre la classification des échantillons selon leur PGA. Par conséquent, le nombre d'échantillons généralement soumis à un programme d'essais statiques peut être insuffisant, ce qui entraîne une caractérisation inadéquate des risques de DMA.

L'application de la géométallurgie pour les modèles géoenvironnementaux est devenue une activité incontournable pendant toute la durée de vie de la mine. Il est essentiel d'entreprendre une caractérisation géoenvironnementale efficace du minerai et des rejets pour assurer l'efficacité des opérations minières et réduire les impacts environnementaux après la fermeture de la mine.

6.1.2 Importance de la caractérisation minéralogique et la prédiction statique

Avant de se lancer dans la caractérisation des échantillons, il est primordial d'évaluer la représentativité des échantillons collectés sur le terrain et apportés au laboratoire. Dans le cas des stériles miniers, cette phase est critique vu l'hétérogénéité de leurs propriétés physiques et la présence des parties déjà oxydées. Plusieurs auteurs (Lapakko et al., 2006; Smith et al., 2000) ont fait la proposition d'une maille maximale des particules et cette dernière est liée spécialement au cas de l'étude. Dans le cadre de ce projet, les stériles ont été échantillonnés juste après le

dynamitage. Pour les échantillons étudiés, le diamètre d'encapsulation physique des sulfures était de 2,4mm. ceci signifie qu'au-dessus de 2,4mm, les sulfures sont très faiblement disponibles aux réactions d'oxydation (Elghali et al., 2018a; Elghali et al., 2019a). Si les méthodes d'échantillonnage ne sont pas standards pour la sélection des échantillons représentatifs, il y a néanmoins des règles qui orientent cette procédure, comme l'objectif visé par l'étude, le niveau de compréhension de la problématique, la connaissance du site et les moyens humains, techniques et financiers alloués.

La caractérisation minéralogique est une piste à prendre dès le démarrage d'un projet minier afin d'étudier sa faisabilité et prédire le comportement géochimique des rejets qui en résultent. En effet, la minéralogie peut être appliquée au début de projet en utilisant des techniques moins coûteuses, comme le MO. Selon les résultats obtenus, des techniques poussées comme QEMSCAN® et MEB seront recommandées, permettant d'avoir plus de détails.

Ce travail a mis en évidence le rôle de la minéralogie appliquée à prédire le comportement environnemental des rejets miniers. En effet, la minéralogie automatisée a permis de définir, avec précision, l'abondance des sulfures et carbonates, leurs textures et surtout leurs degrés de libération. Le MO a permis d'identifier les phases minérales abondantes dans les rejets miniers. Alors que le QEMSCAN® a permis de quantifier ces phases minérales, la libération des sulfures et des carbonates dans les stériles en plus des associations minéralogiques. Les chapitres 4 et 5 ont montré un exemple concret de cette utilisation de la caractérisation minéralogique pour appuyer les conclusions relatives à la prédiction du PGA des stériles miniers par des essais statiques et cinétiques. Les résultats de la désulfuration montrent que les grains de pyrite qui étaient totalement libres dans les échantillons de tête ont été récupérés avec le concentré. Les images optiques des rejets désulfurés montrent que la pyrite a deux textures limitant sa récupération: soit encapsulée totalement dans la gangue, ou partiellement libérée.

Les rejets de désulfuration par gravimétrie et par flottation ont montré un statut potentiellement non générateur d'acide, ce qui confirme l'efficacité de la séparation des sulfures. La séparation des stériles, comme il a été proposé par Elghali et al. (2018a), en deux fractions granulométriques à savoir -DPLS (<2,4 mm) et +DPLS (>2,4 mm) permet de réduire la quantité de stériles réactive. La fraction fine a donné de bons résultats de récupération des sulfures pour les deux cas de

désulfuration et la fraction grossière a présenté un rendement de récupération des sulfures plus bas suite à la mixité des grains. Par ailleurs, la fraction fine a donné des résultats significatifs en relation avec la récupération des métaux précieux pour l'or et l'argent, supérieure à la limite d'exploitation de 1ppm. Ces résultats présentent un intérêt économique pour l'industrie minière, qui en a produit 39,5 Mt en 2018. De même, cette fraction fine présente 60 % de la fraction -DPLS. Ainsi, après désulfuration, elle constitue un matériel de restauration sur place. Selon Ritchie (1994), la conductivité hydraulique saturée K_{sat} des stériles varient généralement entre 10^{-4} et 10^{-1} cm/s. Les travaux Lavoie-Deraspe (2019) ont démontré que la conductivité hydraulique K_{sat} du matériel CPO de la mine Canadian Malartic est de l'ordre de 10^{-1} cm/s. Ces valeurs caractérisent les couches de protection contre l'érosion et les bio intrusions et aussi les couches superficielle (K_{sat} compris entre 10^{-3} et 10^{-1} cm/s) garantiront l'efficacité du recouvrement à limiter la diffusion des gaz (Aubertin et al., 2016; Bussière et al., 2001).

Par ailleurs, les rejets solides des essais cinétiques ont fait aussi l'objet d'une investigation minéralogique pour évaluer la texture des sulfures, suivant un rinçage agressif deux fois par jour durant 12 semaines en mini-cellules. Les résultats ont montré que les sulfures avaient une auréole autour les grains de pyrite avec des épaisseurs allant jusqu'à 15 μ m, indiquant l'oxydation des sulfures. Dans les travaux ultérieurs (Elghali et al., 2018a; Elghali et al., 2019a), l'objectif était d'isoler la fraction -DPLS, car elle a été jugée réactive. Ce travail a montré que cette fraction, une fois traitée, offre deux options avantageuses par la valorisation du rejet désulfuré et les métaux récupérés.

6.1.3 Efficacité de la désulfuration

6.1.3.1 Efficacité de la désulfuration par gravimétrie

La concentration gravimétrique des sulfures est basée principalement sur la différence de densité des grains. Son importance a diminué dans les années 80 à cause de l'apparition de techniques de flottation basées sur une sélectivité des gisements à basse teneur en or. Durant les dernières années, les compagnies minières ont reconsidéré les systèmes de concentration par gravimétrie pour l'or et pour la séparation des sulfures suite à l'augmentation des prix des réactifs des procédés de flottation (Wills and Finch, 2016a). En outre, la séparation gravimétrique des fractions fines (<50

µm) a prouvé l'efficacité du procédé gravimétrique avec l'intégration des équipement ayant une haute capacité de traitement (Holland-Batt, 1998).

La séparation des fractions grossières a un avantage significatif en raison de la décroissance de la surface spécifique et de la non-utilisation des produits chimiques, qui peuvent interférer avec les autres traitements. L'ajout des procédés de centrifugation dans le contexte des techniques de séparation physique vient remédier aux problèmes causés par la présence de la fraction fine, bien qu'une séparation efficace nécessite d'avoir un contraste de densité entre le minéral ayant une densité élevée et une gangue ayant une faible densité.

Les produits du traitement des lithologies étudiés sont divisés en deux parties. La première concerne le passage des échantillons par le séparateur de Knelson et la deuxième est liée au passage des rejets du Knelson dans la table de Mozley. Le dernier traitement (table de Mozley) avait pour but de réduire le contenu en soufre. Durant ces deux opérations, des analyses de soufre/carbone ont été effectuées afin de calculer le rendement des deux dispositifs utilisés.

Comme le montre le Tableau A.1, les procédés du traitement des fractions fines ont présenté un rendement de récupération plus important que les fractions grossières pour les trois lithologies. En effet, lors des procédés de traitement des fractions fines, les particules légères de gangue se libèrent avec le rejet, alors que les particules lourdes occupent les poches (lits) du cône de Knelson grâce à la force centrifuge. Les rendements de récupération avec le séparateur de Knelson étaient de 51 % et 64 % respectivement pour le CGR et l'AGR. Le séparateur de Knelson offre la possibilité de faire sortir un concentré et un désulfuré. Il a pu réduire le pourcentage de soufre de moitié (environ 50 %). Cependant, le rendement du séparateur de Knelson, qui ne dépasse pas 70 %, est lié à la mixité des sulfures avec la gangue. Cette mixité est observée par une loupe binoculaire et validée par les images du microscope optique (Figure 5.6, Figure 5.7 et Figure 5.8).

En somme, les faibles rendements de récupération des sulfures dans les fractions grossières ont causé la baisse des rendements globaux des trois lithologies (de 88 % à 84 % pour AGR, de 87 % à 81 % pour CGR et de 70 % à 64 % pour CPO). Généralement, tous les grains qui étaient libres dans le rejet de Knelson ont été récupérés par la table de Mozley. Le rendement calculé juste pour la table de Mozley montre la même tendance que pour le séparateur de Knelson. La manipulation de la table de Mozley permet d'avoir des informations sur le taux de récupération en peu de temps

grâce au contrôle que fait un opérateur en séparant trois parties sur la table, qui sont le concentré, la partie mixte et le rejet à la base de la couleur, la texture et la taille des particules (Mackay et al., 2015).

Généralement, la séparation physique par le séparateur de Knelson et la table de Mozley était efficace pour les deux premières lithologies. La dernière lithologie a des faibles teneurs de soufre. En effet, le rendement a dépassé 80 % avec la combinaison de ces deux procédés physiques. Pour la lithologie CPO, qui a un contenu de soufre qui ne dépasse pas 0,25 %, on peut dire que 64 % est un bon rendement vu le rejet final qui a un très faible contenu en soufre, de l'ordre de 0,1 %. Tout processus de séparation est évalué par le rendement de récupération des sulfures, qui reflète l'efficacité de l'appareil pour cibler un objectif fixé au préalable. Les deux appareils de séparation physique (séparateur de Knelson et table de Mozley) ne nécessitent pas une longue durée d'alimentation afin de passer un échantillon.

À l'aide de la séparation gravimétrique, le concentré présente des indices d'or et d'argent par la pyroanalyse. La valeur maximale atteinte est de 3,78 g/t pour la lithologie CGR, une valeur nettement supérieure à la teneur minimale qui est de 1 g/t.

6.1.3.2 Efficacité de la flottation

Comme tout processus de séparation des minéraux sulfureux, la récupération des sulfures dépend principalement de la taille des particules (Trahar, 1981) : les particules de taille moyenne sont mieux récupérées, alors que les particules fines sont caractérisées par une faible récupération (Wills and Finch, 2016b).

Les essais de flottation effectués dans le cadre de ce projet montrent un rendement de récupération entre 54 % et 74 % pour les trois lithologies. Ces faibles valeurs sont dues aux textures des sulfures dans le rejet désulfuré final et à la présence de pyrite dans la majorité des cas, soit totalement encapsulée, soit partiellement libérée dans la gangue. Pour ces raisons, on peut dire que la flottation est efficace d'un point de vue de récupération des grains de pyrite qui étaient libres dans l'échantillon d'alimentation.

D'un point de vue méthodologique, la flottation a été faite pour un seul échantillon pour chaque lithologie, c'est-à-dire la combinaison de 60 % de la fraction fine et 40 % de la fraction grossière

de l'échantillon -DPLS (2,4 mm). La récupération a été calculée pour l'échantillon d'une granulométrie qui varie entre 0 et 2,4 mm. Les observations du rejet désulfuré de flottation montrent une abondance des gros grains. En fait, les observations par le MO valident l'encapsulation totale ou partielle de la pyrite dans des grains qui dépassent 1 mm de diamètre.

La flottation donne des bons rendements pour des fractions fines ayant des grains libres. En outre, les conditions normales peuvent agir pour arriver à une flottation de 90 % pour la pyrite. Il est à noter aussi que la flottation a donné des indices d'or maximaux de 0,73 g/t. Les fortes valeurs d'or dans le concentré de gravimétrie ont été obtenues pour les fractions fines 0-1 mm. Ces faibles valeurs d'or dans les concentrés de flottation peuvent être expliquées par la proportion de préparation de l'échantillon pour l'essai.

6.1.4 Conclusion de l'efficacité de la désulfuration

La méthode gravimétrique a montré des bons taux de récupération en plus des faibles pourcentages massiques du soufre pour les matériaux désulfurés. Cette méthode de séparation physique est plus efficace que la flottation. Les observations minéralogiques faites par le MO ont permis de noter que la majorité des sulfures ont été concentrés, alors que quelques grains de pyrite n'ont pas flotté à cause de leur grosse taille et de leur densité élevée. La méthode gravimétrique est capable de traiter des fractions fines avec moins d'attention au cours des opérations (Falconer, 2003). De plus, la maintenance des équipements ne demande pas une main d'œuvre fortement qualifiée. La flottation a donné de bons indices de récupération des sulfures pour les résidus (Benzaazoua et al., 2000; Bois et al., 2004; Kongolo et al., 2004; Noirant et al., 2019; Plante et al., 2012). Les essais de flottation des résidus ont passé par une optimisation de l'essai de flottation pour améliorer l'efficacité de récupération (Benzaazoua et al., 2017; Derycke, 2012; Kongolo et al., 2004; Nadeif et al., 2019; Seke, 2005). Dans le contexte de ce travail, l'essai de flottation de la fraction -DPLS (<2,4mm) est fait à des fins de comparaison avec la méthode gravimétrique. Ces essais chimiques nécessitent une préparation des réactifs chimiques avec des concentrations bien déterminées et d'assurer un suivi rigoureux à l'ajout de chacun d'eux.

6.2 Approche proposée pour la gestion intégrée des stériles miniers

La nouvelle approche proposée dans ce travail est inspirée du principe de « *GRADE ENGINEERING* » (Scott and Redwood, 2017) qui vise la récupération maximale du minerai en se basant sur la séparation granulométrique. Elle permet de définir une maille de concassage selon la teneur de coupure.

Le schéma proposé dans la Figure 6.1 illustre les méthodes de retraitement de la fraction fine des stériles après le dynamitage, ainsi que la destination des matériaux désulfurés et des concentrés sulfureux.

La nouvelle approche proposée pour la gestion des stériles, « *GRADE ENVIRONMENTAL ENGINEERING* », passe par deux phases principales basée sur le criblage, lavage et la teneur en or (Au):

- La première phase consiste à réaliser un criblage et lavage des stériles suivant le DPLS (2,4 mm) et à envoyer les stériles + DPLS (>2,4 mm) vers une halde à stériles Non PAG. Les travaux d'Elghali et al. (2018a, 2019a) ont montré que la fraction >2,4 mm est peu réactive. Un deuxième criblage à 1mm permet de récupérer la fraction fine <1 mm. Ce concept prévoit l'envoi de la fraction grossière 1-2,4 mm vers une halde Non PAG pour y être valorisée, car les sulfures qui y restent sont potentiellement non réactifs (sulfures encapsulés ou bien semi-libres par rapport à la gangue).
- La deuxième phase consiste à traiter la fraction fine <1 mm suivant la teneur en or (Au) selon deux options:
 - La première option consiste à envoyer la fraction fine inférieure à 1 mm ayant une teneur d'or supérieure à 1ppm vers l'usine de concentration. Cette dernière y subira un broyage pour la récupération des métaux précieux, et le rejet final sera dirigé vers le parc à résidus.
 - La deuxième option consiste à retenir une fraction inférieure à 1mm ayant une teneur inférieure à 1 ppm. Le retraitement de cette fraction par désulfuration permet d'avoir un concentré sulfureux qui sera envoyé à l'usine de concentrateur. Le concentré en sulfures sera riche en matériaux denses dont la teneur peut dépasser largement 1 ppm, ce qui est

défini comme teneur de coupure. Le rejet désulfuré non réactif sera dirigé soit vers le parc à résidus, soit vers les travaux de valorisation.

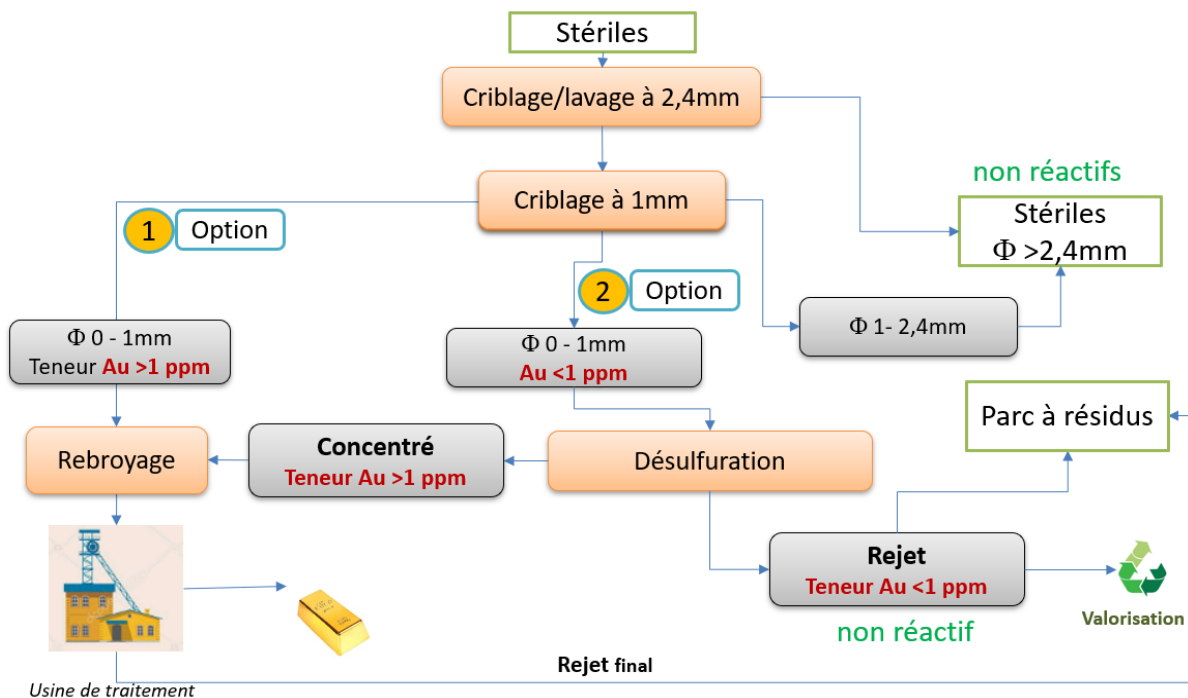


Figure 6.1 Schéma de la nouvelle approche de la gestion intégrée des stériles en amont d'une exploitation minière

Tel que démontré dans cette étude, la fraction fine des stériles miniers de la mine Canadian Malartic peut être désulfurée. De plus, les sulfures issus de la phase de concentration des sulfures peuvent donner lieu à un concentré ayant une teneur supérieure à la teneur de coupure. Ainsi, cette démarche de la gestion intégrée des stériles miniers s'inscrit dans la stratégie du développement durable.

Ce dernier concept vise à trouver un équilibre entre trois volets principaux, qui sont :

- Environnemental : traiter les fractions problématiques par désulfuration et assurer un potentiel non générateur d'acide. Du côté technologique, il est important de mettre en place des services de veille technologique, de recherche et d'innovation pour la proposition et l'optimisation des procédés de retraitement et de la gestion des phases problématiques;

- Social : développer l'expertise minière en retraitement et assurer une insertion sociale par la création d'emplois pour la population locale;
- Économique : réduire les coûts du traitement et de réhabilitation des sites miniers et assurer la disponibilité des matériaux désulfurés pour une valorisation en phase de fermeture des sites miniers et dans les travaux de génie civil.

6.3 Considérations économiques

L'évaluation des coûts de la désulfuration est une combinaison entre les dépenses des opérations et autres relatives au capital lié aux équipements du traitement. Le coût évalué en dollars canadiens (\$ CA) dans le cadre de ce projet est relatif aux opérations de désulfuration suivant les travaux de recherche déjà effectué en comparaison avec la masse horaire travaillée (tarif en 2019= 80 \$ CA/h). Le Tableau 6.1 présente une description des coûts de désulfuration par le procédé de séparation physique. Comme le montre ce tableau, les travaux de calibration et d'installation pour la table de Mozley (120 \$ CA) sont plus coûteux que ceux de séparateur de Knelson (80 \$ CAD). La filtration des rejets de Knelson demande plus de temps parce qu'il requiert une grande quantité d'eau (dans le cadre de ce projet, le débit d'eau était de 3,6 L/min.).

Généralement la concentration des sulfures par le séparateur de Knelson demande un travail minutieux pour la calibration et pour le montage des équipements annexes lors de chaque nouvelle opération. Ceci se voit dans le coût élevé (340 \$ CA) pour la séparation par Knelson par rapport à la table de Mozley (276 \$ CA) (Tableau 6.1). De plus, le séparateur de Knelson constitue une menace de sécurité au cours de la récupération du concentré dans le cône. L'appareil doit être cadenassé à la fin de l'opération de concentration pour commencer l'opération de ramassage et de nettoyage. Même si les produits de la table de Mozley sont de trois types, leur préparation n'est pas exigeante vu les faibles masses collectées.

Le coût de traitement des stériles miniers par la méthode gravimétrique est évalué à 616 \$ CA pour une masse de 2 kg. Une grande quantité de stériles évaluée en tonnes permet de diminuer les coûts grâce à des économies d'échelle. Le travail est automatisé pour l'alimentation du séparateur de Knelson et la table de Mozley. L'intervention des ressources humaines pour des ajustements est indispensable pour le bon déroulement des opérations de séparation. Ce processus consomme une

énergie importante et des quantités d'eau ajustées pour faciliter la séparation des particules fines dites légères des particules lourdes.

Tableau 6.1 Calcul du temps de travail (heures) au laboratoire par procédé de séparation physique

Appareil	Tâches	Temps en heures	Coût en \$ CA
Séparateur de Knelson	Installation et calibration de l'équipement	1	80
	Préparation de l'essai	0,5	40
	Passage du matériel (Test)	0,25	20
	Nettoyage de l'équipement	0,5	40
	Filtration du rejet	1,5	120
	Préparation et envoi à l'analyse	0,5	40
Table de Mozley	Installation et calibration de l'équipement	1,5	120
	Passage du matériel (Test)	0,5	40
	Ramassage et préparation du concentré	0,2	16
	Nettoyage de l'équipement	0,25	20
	Filtration du rejet	0,5	40
	Préparation et envoi à l'analyse	0,5	40
Temps et coûts totaux		7,7	616

L'évaluation économique de la désulfuration par la cellule de Denver est faite à la base des opérations planifiées. Aucun coût des réactifs n'est inclus dans cette partie. La préparation de la pulpe demande un peu de temps car elle dépend du pourcentage du solide voulu de 25 %, le volume de la cellule de 1,2 L et la densité relative des grains des échantillons étudiés. Les tests de flottation comprennent le conditionnement, l'ajout des réactifs suivant un ordre bien défini (activant, collecteur et moussant) et la flottation. Le passage d'un (1) kg d'échantillon dans une cellule de Denver est évalué à 320 \$ CA avec une durée de 4 heures de travail (Tableau 6.2).

Tableau 6.2 Calcul du temps de travail au laboratoire pour flottation

Appareil	Tâches	Temps en heures	Coûts en \$ CA
Flottation par la cellule de Denver	Préparation de la pulpe	1	80
	Préparation des réactifs	0,5	40
	Préparation de l'équipement	0,5	40
	Test	1	80
	Filtration	0,5	40
	Préparation et envoi à l'analyse	0,5	40
Temps et coûts totaux		4	320

Benzaazoua et al. (2000) ont fait une évaluation économique des travaux de désulfuration par flottation en intégrant tous les détails, à savoir le coût des collecteurs, l'énergie, la maintenance, le prix des cellules et le coût des opérations dans trois mines différentes. Dans le cadre de notre étude, et comme mentionné précédemment, seuls les coûts d'opération sont pris en compte (Tableau 6.3). Le coût total des opération pour le traitement d'un seul échantillon, soit 320 \$ CA, entre dans la gamme des coûts d'opération estimés par Benzaazoua et al. (2000).

Tableau 6.3 Évaluation économique de la désulfuration par flottation pour les mines D, G, et M (tiré de Benzaazoua et al. (2000))

Tâches	Coûts en k \$ CA		
	Mine D 3300 t/j	Mine G 2500 t/j	Mine M 2500 t/j
Coût total des opérations	0,55	0,33	0,27

Puisque les coûts publiés dans le Tableau 6.3 datent de 2000, une multiplication proposée des prix par deux nous paraît indispensable en raison de la croissance des prix des équipements et des charges du personnel pour la bonne mise en place de l'opération de traitement. Les coûts finaux actualisés cadrent avec le prix calculé par les opérations (320 \$) de traitement des stériles par flottation dans le cadre de ce travail.

Selon le rapport de développement durable produit par la mine Canadian Malartic (CMM, 2018), les stériles déposés dans des haldes constituaient environ 30 930 000 tonnes en 2018. Ce tonnage représente une quantité de 90 % de la matière (de l'échantillon total) avec une dimension de plus de 2,4 mm comme fraction non réactive (Elghali et al., 2019a). Parallèlement, la fraction fine 0-2,4 mm constitue 10 % après la phase de ramassage. La fraction fine 0-1 mm constitue quant à elle 60 %, alors que la fraction grossière 1-2,4 mm représente 40 % de l'échantillon -DPLS (<2,4 mm). Le concentré récupéré après la phase de concentration des sulfures représente 2 % de la fraction -DPLS (Figure 6.2).

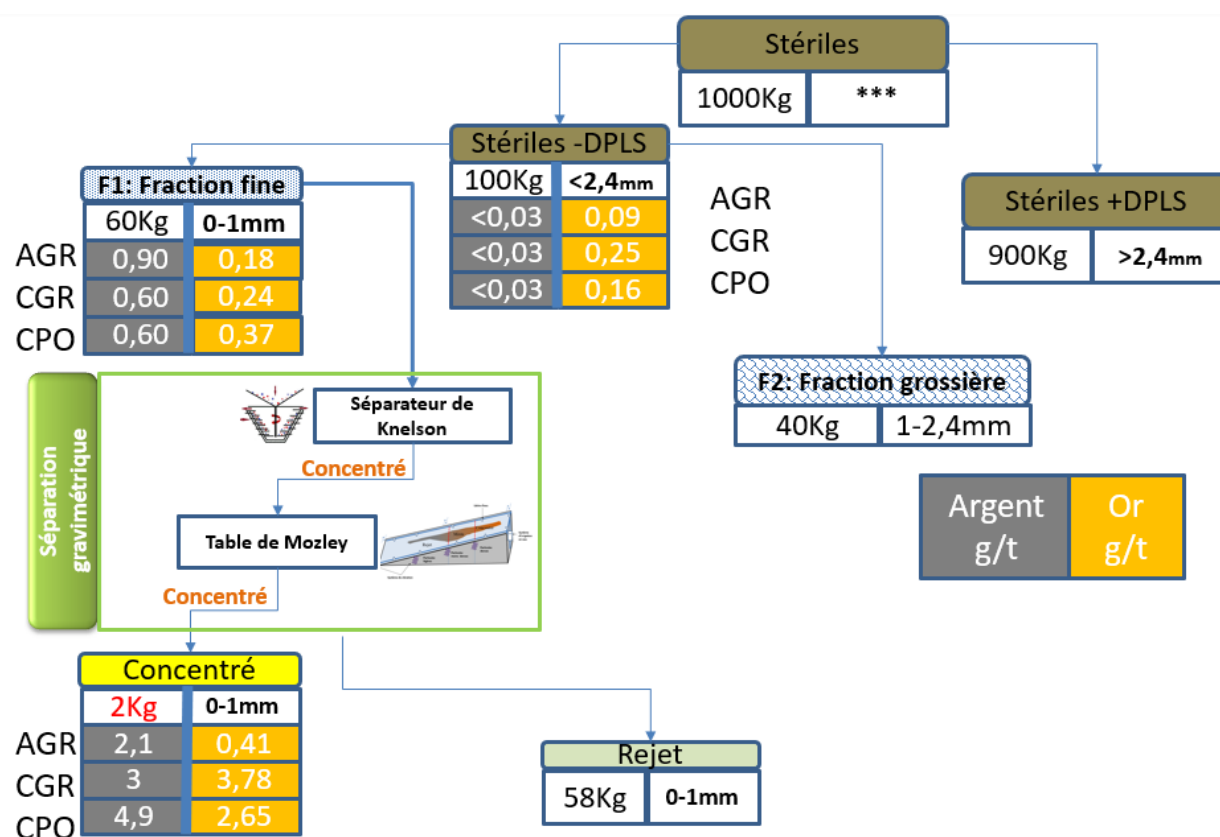


Figure 6.2 Synthèse de la récupération des métaux précieux après désulfuration

NB : une consultation les prix des métaux (Au, Ag) au site web <https://or.fr/cours> a été faite le 09-10-2019 :

- Le prix de l'or (1 Once d'or = 2006.4\$ (OR.FR, 2019b))
- Le prix de l'argent (1 Once d'argent = 23.67\$ (OR.FR, 2019a))

CHAPITRE 7 CONCLUSION (ET RECOMMANDATIONS)

Les exploitations minières génèrent de grandes quantités de stériles miniers à la suite des travaux de décapage ou de développement miniers. Ces stériles, rejetés dû à leur valeur non économique, peuvent engendrer un drainage minier sachant leurs propriétés chimiques et hydrogéotechniques. En effet, suite à l'exposition des sulfures qu'ils contiennent aux conditions de surface (eau et oxygène), l'oxydation de ces derniers génère une acidité et des métaux plus ou moins solubles. Or, la réglementation environnementale au Québec (Directive 019) exige des limites en termes de concentrations de certains éléments dans les effluents miniers rejetés dans l'environnement. Ainsi, la gestion environnementale des stériles miniers, et en particulier la détermination du potentiel de leur génération d'acide, est devenue une nécessité dès les premières phases du projet (exploration et faisabilité). En cas de diagnostic positif, des coûts importants se greffent à la faisabilité des projets miniers et deviennent complètement intégrée dès le démarrage des opérations. Cela pousse l'exploitant minier de s'assurer que les effluents issus des roches stériles soient conformes aux réglementations en vigueur, et s'il le faut met en place un système de traitement des eaux.

Ce mémoire de maîtrise a comme objectif le tri des stériles miniers durant l'extraction (avant l'entreposage) par le biais d'une désulfuration environnementale. La première partie de ce mémoire a été consacrée à la caractérisation de la fraction réactive des stériles miniers (dont le diamètre $\phi < 2,4$ mm) et à l'évaluation de leur potentiel de génération d'acide, par des tests statiques. Un diamètre de 2,4 mm a été défini comme étant le diamètre d'encapsulation des sulfures qui sépare la fraction grossière non réactive de la fraction fine dite réactive. Cette séparation se faisant par un criblage proposé in situ suite à l'abattage des zones stériles du gisement.

La deuxième partie de ce mémoire s'attaque aux procédés utilisés pour la désulfuration des stériles miniers. Un deuxième criblage et deux techniques de séparation ont été utilisées pour la séparation des sulfures de la gangue, et la récupération des métaux précieux. Les objectifs tracés dans le cadre de ce travail ont été atteints et les conclusions sont résumées ci-après, ainsi que quelques recommandations et des perspectives se dégageant des résultats obtenus.

7.1 Conclusions

- **Potentiel de génération d'acide avant la désulfuration**

Les stériles miniers générés après la phase de dynamitage sont caractérisés par une granulométrie hétérogène variant de particules de l'ordre du μm à des blocs métriques. Trois lithologies (AGR, CGR et CPO) ont été identifiées par les géologues de la mine Canadian Malartic après une classification basée sur les essais statiques. L'échantillonnage est réalisé après la phase de dynamitage après homogénéisation in situ et ensuite au laboratoire après avoir oté les blocs dépassant le décimètre. La fraction étudiée dans ce travail était la fraction dite réactive (-DPLS) selon les travaux antérieurs d' Elghali et al. (2018a). Cette fraction a été divisée en deux fractions F1 :0-1mm et F2 :1-2,4mm pour faciliter le traitement minéralurgique par méthodes gravimétriques. Chaque fraction a fait l'objet d'une série d'analyses concernant, entre autres, la distribution granulométrique, la composition chimique, les essais de prédiction statique et la composition minéralogique.

Les principaux résultats de la caractérisation ont montré que la fraction fine F1 et la fraction grossière F2 représentant en moyenne respectivement 6% et 4% de chaque lithologie par rapport à l'échantillon total (60% et 40% de F2 et F1 respectivement de l'échantillon -DPLS (<2.4mm)). Les lithologies AGR et CPO sont généralement riches en carbone (carbonates), alors que la lithologie CGR est riche en soufre. Le facteur minéralogique quantitatif, obtenu par la technologie QEMSCAN®, a montré que le contenu en carbonates (calcite) est plus grand que le contenu en sulfures (pyrite). La quantification du degré de libération a permis de conclure que ce dernier est faible pour les carbonates en comparaison avec celui des sulfures. Les résultats du test de prédiction statique « bilan acide base » ont montré que tous les échantillons se classent dans la zone de non génération d'acide, à l'exception de ceux de la lithologie AGR qui sont incertains.

- **Performance de la séparation gravimétrique et par la flottation**

La désulfuration environnementale est une technique de séparation des sulfures. L'industrie minière applique la désulfuration environnementale sur les résidus miniers. Cependant, d'après la revue de littérature élaborée dans ce mémoire, elle ne le fait pas encore pour les stériles miniers. Les lithologies étudiées ont été traitées à l'aide de deux procédés différents de désulfuration. Le premier est purement physique (gravimétrie); il se fonde sur la différence de densité des grains à séparer. Le deuxième fait appel à un conditionnement chimique (collection) et ensuite une séparation physique (flottation); il utilise des produits chimiques, à savoir un activant pour

l'activation de la surface des sulfures, un collecteur pour les hydrophobiser et un agent moussant. Les essais de flottation ont donné des rendements de récupération en soufre qui ne dépassent pas 74 % (AGR), ainsi qu'une teneur en soufre résiduel au mieux de l'ordre de 0,29 % pour la lithologie CGR. Les résultats de la séparation gravimétrique ont montré quant à eux des taux de récupération des sulfures supérieurs, de l'ordre de 84 % pour la lithologie CGR, en plus de faibles teneurs résiduelles soufre ne dépassant pas 0,13 %. La méthode gravimétrique montre ainsi de meilleurs rendements de désulfuration par rapport à la flottation, ainsi que de faibles teneur de soufre résiduels dans la faction fine désulfurée.

- **Importance de la minéralogie (textures) dans la gestion des stériles miniers**

La minéralogie s'est révélée comme ayant un grand rôle par rapport à la problématique de ce projet, notamment en ce qui concerne la qualification et la quantification de la texture des sulfures (degrés d'exposition) avant et après le procédé de désulfuration. Les images obtenues par le microscope optique ont montré que les matériaux désulfurés, avec l'une ou l'autre des deux méthodes de désulfuration (gravimétrie et flottation), sont caractérisés par la présence de pyrite selon deux configurations principales : i) pyrite encapsulée dans la gangue et ii) pyrite semi-libre par rapport à la gangue. Cette texture rend la pyrite faiblement réactive. La majorité des grains libres de pyrite ont été récupérés avec le concentré de désulfuration, à l'exception de quelques-uns de grosses dimensions qui n'ont pas pu flotter étant donné leurs masses volumiques élevées.

- **Rôle des tests géochimiques pour l'évaluation du comportement environnemental des stériles miniers après désulfuration**

L'évaluation du comportement géochimique des matériaux désulfurés par le bilan acide base et essai cinétique a montré que tous ces matériaux désulfurés ne sont pas générateurs d'acide, ce qui démontre l'efficacité de la désulfuration environnementale appliquée aux stériles miniers. Les fortes valeurs du pouvoir neutralisant PN des matériaux désulfurés seront capables aisément de neutraliser le peu d'acide qui sera généré par les faibles quantités de sulfures avec une disposition semi-libre restantes dans les stériles miniers.

- **Valorisation de la partie résiduelle (Au/Ag) des stériles miniers**

Les concentrés de la désulfuration par gravimétrie et flottation ont montré des teneurs significatives d'or et d'argent pour la fraction fine. Ces teneurs sont inférieures aux limites de détection dans la fraction grossière (1-2,4 mm). La pyroanalyse du concentré montre que la méthode gravimétrique est le meilleur procédé permettant de récupérer une quantité significative d'or, qui atteint 3,78 g/t pour la lithologie CGR. La teneur en argent présente quant à elle des valeurs de 4,9 g/t pour la lithologie CPO. L'évaluation économique sommaire a montré qu'il est tout à fait plausible que la valeur de Au/Ag qui serait récupérée puisse compenser en partie les coûts de la méthode gravimétrique, avec en bonus une gestion intégrée des stériles miniers.

- **Gestion intégrée des stériles miniers et développement durable**

La désulfuration a donné des résultats appréciables en matière de décontamination et de récupération de la partie résiduelle (Au/Ag) des concentrés de désulfuration. La gestion intégrée des stériles, en tant que nouvelle approche proposée dans ce mémoire, s'inscrit dans le cadre du développement durable du point de vue environnement, social et économique. À la lumière de tous les résultats de notre étude, la nouvelle méthode proposée de gestion intégrée des stériles miniers consiste fondamentalement à incorporer un deuxième criblage avec un tamis de 1mm après celui défini avec le DPLS (2,4 mm). Cette option permet de diriger la fraction 0-1mm, avec des teneurs aurifères largement supérieures à 1 ppm, vers l'usine de concertation; alors que la partie pauvre en or ira pour sa part subir un retraitement et une récupération des parties résiduelles.

7.2 Recommandations

À la fin de ce travail de maîtrise, des aspects en lien avec la généralisation possible de la méthode proposée, l'optimisation de flottation et des procédés de la récupération de la partie résiduelle peuvent être poursuivis et améliorés pour une meilleure gestion intégrée des stériles miniers.

- **Généralisation de l'approche de gestion des stériles durant l'extraction**

Il est recommandé de généraliser à d'autres échantillons du site de la mine Canadian Malartic l'approche de gestion intégrée proposée dans le cadre de ce travail. Un essai pilote permettrait d'obtenir des nouvelles données favorisant la faisabilité de l'approche proposée ici. Également,

l'application de cette approche sur des stériles d'autres sites miniers (générateurs d'acides, générateurs de drainage neutre contaminé DNC) permettrait d'évaluer sa validité et sa performance dans le cycle de vie d'un projet minier.

- **Localisation *in situ* des lithologies ayant un statut incertain**

Les résultats du bilan acide base des échantillons de tête ont montré que la lithologie AGR était incertaine. La localisation de cette lithologie dans les sites d'exploitation permet d'optimiser le retraitement de cette dernière.

- **Optimisation du procédé de flottation pour une meilleure récupération des sulfures**

Dans le cadre de cette étude, les essais de flottation avaient pour objectif de définir le temps de flottation suffisant pour la récupération d'un taux significatif des sulfures. En plus, cette technique très connue en désulfuration a été appliquée dans le cadre de ce travail pour des fins de comparaison avec la méthode gravimétrique (moins coûteuse à mettre en œuvre). Les résultats de ces essais ont montré de faibles taux de récupération par flottation, par rapport à la méthode gravimétrique. Des travaux d'optimisation liés à la nature de la solution (pH par exemple), des réactifs chimiques et l'hydrodynamisme permettant de favoriser la flottation des particules plus grossières sont susceptibles d'améliorer les performances de cette approche de gestion.

- **Évaluation du comportement géochimique à long terme**

L'étude du comportement géochimique à long terme des matériaux désulfurés, par le biais des essais cinétiques à grande échelle, est également recommandée. Ces essais permettent de mieux simuler les conditions naturelles par la percolation d'eau sur un échantillon de stériles miniers retraités. L'approfondissement de cet aspect permettra par la suite de faire la différence entre les essais en laboratoire et sur terrain, ainsi que d'évaluer l'effet d'échelle (grand volume de matériaux et conditions naturelles réelles).

- **Évaluation technico-économique pour l'approche de la gestion intégrée**

L'estimation des coûts présentée dans ce mémoire est limitée aux opérations du procédé de désulfuration. Une analyse technico-financière poussée est fortement recommandée pour s'assurer de la faisabilité de l'approche suggérée à plus grande échelle, compte tenu des résultats obtenus avec la méthodologie proposée pour la gestion intégrée des stériles miniers. Avec les avantages

potentiels anticipés, cette approche de gestion intégrée s'inscrit dans la vision du développement durable.

- **Retraitement à grande échelle pour maximiser la récupération des métaux précieux (Au et Ag)**

Les résultats de la désulfuration par gravimétrie ont démontré que les concentrés se caractérisent par des teneurs appréciables en métaux précieux (Au et Ag). Le retraitement de la fraction problématique (- 1 mm) à grande échelle (pilotage) permettrait de mieux optimiser les paramètres techniques des procédés de désulfuration, d'évaluer les coûts associés à l'opération et à la maintenance des équipements et enfin de comparer les résultats du laboratoire par rapport à ceux du pilotage. Par ailleurs, il est important de mentionner que les équipements de séparation gravimétriques utilisés se distinguent par leur opérabilité facile, un minimum d'entretien et ne nécessitent pas l'ajout de réactifs chimiques.

Les spirales paraissent comme étant une des techniques gravimétriques les plus efficace, les moins complexes à opérer et qui permettent une séparation efficace des particules denses (comme les sulfures) allant jusqu'à 1 mm de diamètre (Atasoy and Spottiswood, 1995; Boucher et al., 2016; Nienaber and Auret, 2019; Nienaber et al., 2017; Wills and Finch, 2016a). Les spirales offrent plusieurs avantages à savoir : un espace restreint d'installation, un faible coût d'équipement, une simplicité d'opération, une efficacité de séparation (Grobler et al., 2016). L'utilisation des spirales est recommandée dans le cadre de l'approche proposée dans ce travail, car ces dernières permettraient de maîtriser le procédé de désulfuration de la fraction fine des stériles, augmenter le rendement de récupération des concentrés sulfureux et assurer une grande capacité de traitement en termes de tonnages. La valeur de l'or et de l'argent à récupérer est susceptible de couvrir une partie des investissements à mettre en œuvre pour la construction de l'usine de retraitement à grande échelle.

BIBLIOGRAPHIE

- Adam, K., Kourtis, A., Gazea, B., Kontopoulos, A., 1997. Evaluation of static tests used to predict the potential for acid drainage generation at sulphide mine sites.
- Adiansyah, J. S., Rosano, M., Vink, S., Keir, G., 2015. A framework for a sustainable approach to mine tailings management: disposal strategies. *Journal of cleaner production*, 108, 1050-1062.
- Alam, R., Shang, J. Q., 2012. Effect of operating parameters on desulphurization of mine tailings by froth flotation. *Journal of Environmental Management*, 97, 122-130. doi:<https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2011.11.013>
- Allen, T., 2013. *Particle size measurement*: Springer.
- Amar, H., 2020. Tri des stériles miniers comme nouvelle approche de gestion intégrée : contrôle du drainage minier et valorisation. *Mémoire en maîtrise en génie minéral. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue*.
- Amos, R. T., Blowes, D. W., Bailey, B. L., Sego, D. C., Smith, L., Ritchie, A. I. M., 2015. Waste-rock hydrogeology and geochemistry. *Applied Geochemistry*, 57, 140-156.
- AMQ. 2016. CYCLE DE VIE MINIER -Association minière du Québec. <http://www.amq-inc.com/actualites> acces on 082016.
- Araujo, A., Amarante, S., Souza, C., Silva, R., 2003. Ore mineralogy and its relevance for selection of concentration methods in processing of Brazilian iron ores. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy*, 112(1), 54-64.
- ASTM. 2007. American Society for Testing and Materials, D 5744-96.
- ASTM, A., 2014. Standard Test Method for Sieve Analysis of Fine and Coarse Aggregates (Vol. ASTM International, West Conshohocken, PA 2014.).
- Atasoy, Y., Spottiswood, D. J., 1995. A study of particle separation in a spiral concentrator. *Minerals engineering*, 8(10), 1197-1208. doi:[https://doi.org/10.1016/0892-6875\(95\)00084-4](https://doi.org/10.1016/0892-6875(95)00084-4)
- Atrafi, A., Hodjatoleslami, H., Noaparast, M., Shafaei, Z., Ghorbani, A., 2012. Implementation of flotation and gravity separation, to process Changarzeh sulfide-oxide lead ore. *Journal of Mining and Environment*, 3(2), 79-87.
- Aubertin, M., Bussière, B., Bernier, L., Chapuis, R., Julien, M., Belem, T., Simon, R., Mbonimpa, M., Benzaazoua, M., Li, L., 2002. La gestion des rejets miniers dans un contexte de développement durable et de protection de l'environnement. *Congrès annuel de la société canadienne de génie civil, Montréal, Québec, Canada*, 5-8.
- Aubertin, M., Bussière, B., Pabst, T., James, M., Mbonimpa, M., 2016. Review of the reclamation techniques for acid-generating mine wastes upon closure of disposal sites *Geo-Chicago 2016* (pp. 343-358).
- Aubertin, M., Fala, O., Molson, J., Chouteau, M., Anterrieu, O., Hernandez, M. A., Chapuis, R. P., Bussière, B., Lahmira, B., Lefebvre, R., 2008. Caractérisation du comportement

- hydrogéologique et géochimique des haldes à stériles. . *Paper presented at the Symposium 2008 sur l'environnement et les mines, Rouyn-Noranda, QC.*
- Awoh, A. S., Mbonimpa, M., Bussière, B., Plante, B., Bouzahzah, H., 2014. Laboratory Study of Highly Pyritic Tailings Submerged Beneath a Water Cover Under Various Hydrodynamic Conditions. *Mine Water and the Environment*, 33(3), 241-255.
- Azapagic, A., 2004. Developing a framework for sustainable development indicators for the mining and minerals industry. *Journal of cleaner production*, 12(6), 639-662.
- Babi, K., 2011. *Perceptions du développement minier durable par les acteurs locaux, gouvernementaux et industriels au Maroc.*
- Ballet, J., 2007. La gestion en commun des ressources naturelles: une perspective critique. *Développement durable et territoires. Économie, géographie, politique, droit, sociologie.*
- Barbier, E. B., 2007. Frontiers and sustainable economic development. *Environmental and Resource Economics*, 37(1), 271-295.
- Belzile, N., Chen, Y.-W., Cai, M.-F., Li, Y., 2004. A review on pyrrhotite oxidation. *Journal of Geochemical Exploration*, 84(2), 65-76.
- Benzaazoua, M., 2006. Rejets miniers: entre gestion intégrée en amont et restauration en aval. *M3E*.
- Benzaazoua, M., 2009. Rejets miniers: Entre gestion intégrée en amont et restauration en aval. *Notes et Mémoires du Service Géologique du Maroc 530: 63-70.*
- Benzaazoua, M., Bois, D., Belem, T., Gauthier, P., Ouellet, S., Fall, M., St-Onge, J.-F., 2005. *Remblais souterrains, évolution des connaissances et de la pratique.* Paper presented at the 20th Colloque Contrôle de terrains.
- Benzaazoua, M., Bouzahzah, H., Taha, Y., Kormos, L., Kabombo, D., Lessard, F., Bussière, B., Demers, I., Kongolo, M., 2017. Integrated environmental management of pyrrhotite tailings at Raglan Mine: Part 1 challenges of desulphurization process and reactivity prediction. *Journal of cleaner production*, 162, 86-95.
- Benzaazoua, M., Bussière, B., Dagenais, A.-M., Archambault, M., 2004. Kinetic tests comparison and interpretation for prediction of the Joutel tailings acid generation potential. *Environmental Geology*, 46(8), 1086-1101.
- Benzaazoua, M., Bussière, B., Demers, I., Aubertin, M., Fried, É., Blier, A., 2008. Integrated mine tailings management by combining environmental desulphurization and cemented paste backfill: Application to mine Doyon, Quebec, Canada. *Minerals engineering*, 21(4), 330-340.
- Benzaazoua, M., Bussière, B., Kongolo, M., McLaughlin, J., Marion, P., 2000. Environmental desulphurization of four Canadian mine tailings using froth flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 60(1), 57-74.
- Benzaazoua, M., Chopard, A., Elghal, A., Taha, Y., Bouzahzah, H., Plante, B., MermillodBlondin, R., 2018. Contribution Of Applied Mineralogy In The Prediction Of Contaminated Mine Drainage. *Symposium 2018 Rouyn-Noranda Mines And The Environment.*

- Bhattacharya, J., 2000. Sustainable development of natural resources: implications for mining of minerals. *Mineral Resources Engineering*, 9(04), 451-464.
- Blowes, D., Ptacek, C., Jambor, J., Weisener, C., 2003. The geochemistry of acid mine drainage. *Treatise on geochemistry*, 9, 612.
- Blowes, D. W., Ptacek, C. J., Jambor, J. L., Weisener, C. G., Paktunc, D., Gould, W. D., Johnson, D. B., 2014. The Geochemistry of Acid Mine Drainage. 131-190. doi:10.1016/b978-0-08-095975-7.00905-0
- Bois, D., Poirier, P., Benzaazoua, M., Bussière, B., 2004. A Feasibility Study on the Use of Desulphurized Tailings to Control Acid Mine Drainage. *Proceedings 2004 – 36th Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors, January 20-22, 2004, Ottawa (Ontario)*, pp. 361-380.
- Bois, D., Poirier, P., Benzaazoua, M., Bussière, B., Kongolo, M., 2005. A Feasibility Study on the Use of Desulphurised Tailings to Control Acid Mine Drainage. *CIM bulletin*, Vol. 98, No. 1087.
- Boucher, D., Deng, Z., Leadbeater, T. W., Langlois, R., Waters, K. E., 2016. Speed analysis of quartz and hematite particles in a spiral concentrator by PEPT. *Minerals engineering*, 91, 86-91. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.09.014>
- Bouzahzah, H., 2013a. *Modification et amélioration des tests statiques et cinétiques pour une prédiction fiable du drainage minier acide*. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Bouzahzah, H., 2013b. *Modification et amélioration des tests statiques et cinétiques pour une prédiction fiable du drainage minier acide*. (Thèse), Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue, Sciences de l'environnement, Rouyn-Noranda.
- Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Bussiere, B., Plante, B., 2014a. Prediction of acid mine drainage: importance of mineralogy and the test protocols for static and kinetic tests. *Mine Water and the Environment*, 33(1), 54-65.
- Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Bussière, B., Plante, B., 2013. Acid-generating potential calculation using mineralogical static test: Modification of Paktunc equation. *Mise en garde*, 65.
- Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Bussière, B., Plante, B., 2014b. Revue de littérature détaillée sur les tests statiques et les essais cinétiques comme outils de prédiction du drainage minier acide. *Déchets Sciences et Techniques Techniques*, 66, 14-31.
- Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Plante, B., Bussiere, B., 2015. A quantitative approach for the estimation of the “fizz rating” parameter in the acid-base accounting tests: a new adaptations of the Sobek test. *Journal of Geochemical Exploration*, 153, 53-65.
- Bowell, R., Grogan, J., Hutton-Ashkenny, M., Brough, C., Penman, K., Sapsford, D., 2011. Geometallurgy of uranium deposits. *Minerals engineering*, 24(12), 1305-1313.
- Bowker, L. N., Chambers, D. M., 2015. The risk, public liability, & economics of tailings storage facility failures. *Research Paper. Stonington, ME*.

- Broadhurst, J., Kunene, M., von Blottnitz, H., Franzidis, J.-P., 2015. Life cycle assessment of the desulfurisation flotation process to prevent acid rock drainage: A base metal case study. *Minerals engineering*, 76, 126-134.
- Broadhurst, J., Petrie, J., 2010. Ranking and scoring potential environmental risks from solid mineral wastes. *Minerals engineering*, 23(3), 182-191.
- Brough, C., Warrender, R., Bowell, R., Barnes, A., Parbhakar-Fox, A., 2013. The process mineralogy of mine wastes. *Minerals engineering*, 52, 125-135.
- Brunauer, S., Emmett, P. H., Teller, E., 1938. Adsorption of gases in multimolecular layers. *Journal of the American chemical society*, 60(2), 309-319.
- Bueno, M., Foggiaatto, B., Lane, G., 2015. *Geometallurgy applied in comminution to minimize design risks*. Paper presented at the Sixth international conference on semi-autogenous high press. Grinding technology.
- Bussiere, B., 2007. Colloquium 2004: Hydrogeotechnical properties of hard rock tailings from metal mines and emerging geoenvironmental disposal approaches. *Canadian Geotechnical Journal*, 44(9), 1019-1052.
- Bussière, B., Aubertin, M., 1999. *Clean tailings as cover material for preventing acid mine drainage: an in situ experiment*. Paper presented at the Proceedings of Sudbury.
- Bussière, B., Aubertin, M., Julien, M., 2001. Couvertures avec effets de barrière capillaire pour limiter le drainage minier acide: aspects théoriques et pratiques. *Vecteur environnement*, 34(3), 37-50.
- Bussière, B., Aubertin, M., Mbonimpa, M., Molson, J. W., Chapuis, R. P., 2007. Field experimental cells to evaluate the hydrogeological behaviour of oxygen barriers made of silty materials. *Canadian Geotechnical Journal*, 44(3), 245-265.
- Bussière, 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(5), 609-622.
- Bussière, B., Benzaazoua, M., Kongolo, M., Aubertin, M., 2002. *Intégration de la désulfuration dans la restauration des sites miniers générateurs de DMA*. Paper presented at the Proceedings of the Symposium sur l'Environnement et les Mines, Rouyn-Noranda, The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum.
- Cabri, L., Beattie, M., Rudashevsky, N., Rudashevsky, V., 2005. Process mineralogy of Au, Pd and Pt ores from the Skaergaard intrusion, Greenland, using new technology. *Minerals engineering*, 18(8), 887-897.
- Charbonneau, P., 2014. *Analyse des pratiques de valorisation des rejets miniers*. éditeur non identifié.
- Chopard, A., 2017. *Évaluation environnementale de minerais sulfurés polymétalliques basée sur une approche minéralogique pluridisciplinaire*. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- CMM. 2018. Sustainability Report. 47.

- Cowan, W., Robertson, J., 1999. Mine rehabilitation in Ontario, Canada: Ten years of progress. *Sudbury'99 Mining and Environment II*, 3.
- Cravotta III, C., Trahan, M., 1996. *Limestone drains to increase pH and remove dissolved metals from an acidic coal-mine discharge in Pennsylvania*. Retrieved from
- Cravotta III, C. A., 2008. Dissolved metals and associated constituents in abandoned coal-mine discharges, Pennsylvania, USA. Part 2: geochemical controls on constituent concentrations. *Applied Geochemistry*, 23(2), 203-226.
- CRC ORE. 2018. Grade Engineering. <https://www.crcore.org.au/grade-engineering> (date of access: 09.05.2018).
- Cruz, R., Bertrand, V., Monroy, M., González, I., 2001. Effect of sulfide impurities on the reactivity of pyrite and pyritic concentrates: a multi-tool approach. *Applied Geochemistry*, 16(7-8), 803-819.
- Dagdelen, K., 2001. *Open pit optimization-strategies for improving economics of mining projects through mine planning*. Paper presented at the 17th International Mining Congress and Exhibition of Turkey.
- De Andrade, R. P., Figueiredo, B. R., de Mello, J. W., Santos, J. C., Zandonadi, L. U., 2008. Control of geochemical mobility of arsenic by liming in materials subjected to acid mine drainage. *Journal of Soils and Sediments*, 8(2), 123-129.
- De Cuyper, J., Lucion, C., 1990. Is flotation the unavoidable way for beneficiating metal sulphide ores? *Sulphide deposits—their origin and processing* (pp. 177-185): Springer.
- Delgado Vega, J. M., 2012. *Apport des modèles géo-métallurgiques et de la catégorisation des ressources à la définition de la fosse ultime d'une mine à ciel ouvert: Application à la mine de cuivre de Mantos de la Luna au Chili*. Paris, ENMP.
- Demers, I., 2008. Performance d'une barrière à l'oxygène constituée de résidus miniers faiblement sulfureux pour contrôler la production de drainage minier acide. *Ecole Polytechnique, Montreal (Canada)*.
- Demers, I., Bussière, B., Aachib, M., Aubertin, M., 2011. Repeatability evaluation of instrumented column tests in cover efficiency evaluation for the prevention of acid mine drainage. *Water, Air, & Soil Pollution*, 219(1-4), 113-128.
- Demers, I., Bussière, B., Benzaazoua, M., Mbonimpa, M., Blier, A., 2008. Column test investigation on the performance of monolayer covers made of desulphurized tailings to prevent acid mine drainage. *Minerals engineering*, 21(4), 317-329. doi:10.1016/j.mineng.2007.11.006
- Demers, I., Bussière, B., Benzaazoua, M., Mbonimpa, M., Blier, A., 2010. Preliminary optimization of a single-layer cover made of desulfurized tailings: application to the Doyon Mine tailings impoundment. *Society for Mining, Metallurgy, and Exploration Annual Transactions*, 326, 21-33.
- Demers, I., Mbonimpa, M., Benzaazoua, M., Bouda, M., Awoh, S., Lortie, S., Gagnon, M., 2017. Use of acid mine drainage treatment sludge by combination with a natural soil as an oxygen

barrier cover for mine waste reclamation: Laboratory column tests and intermediate scale field tests. *Minerals engineering*, 107, 43-52.

- Derycke, V., 2012. *Optimisation de la désulfuration de produits miniers en vue de la diminution de leur potentiel polluant: effet de la granulométrie, du type de sulfures et évaluation de la qualité des eaux de drainage post-traitement*. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Derycke, V., Kongolo, M., Benzaazoua, M., Mallet, M., Barrès, O., De Donato, P., Bussière, B., Mermillod-Blondin, R., 2013. Surface chemical characterization of different pyrite size fractions for flotation purposes. *International Journal of Mineral Processing*, 118, 1-14.
- Dominy, S., O'Connor, L., Parbhakar-Fox, A., Glass, H., Purevgerel, S., 2018. Geometallurgy—A Route to More Resilient Mine Operations. *Minerals*, 8(12), 560.
- Durand, M.-H., Martin, S., Saint-Pierre, P., 2012. Viabilité et développement durable. *Natures Sciences Sociétés*, 20(3), 271-285.
- Elberling, B., 2005. Temperature and oxygen control on pyrite oxidation in frozen mine tailings. *Cold Regions Science and Technology*, 41(2), 121-133.
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bouzahzah, H., Bussière, B., Villarraga-Gómez, H., 2018a. Determination of the available acid-generating potential of waste rock, part I: Mineralogical approach. *Applied Geochemistry*, 99, 31-41. doi:<https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2018.10.021>
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Bouzahzah, H., 2019a. Determination of the available acid-generating potential of waste rock, part II: Waste management involvement. *Applied Geochemistry*, 100, 316-325. doi:<https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2018.12.010>
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Genty, T., 2019b. In Situ Effectiveness of Alkaline and Cementitious Amendments to Stabilize Oxidized Acid-Generating Tailings. *Minerals*, 9(5), 314.
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Genty, T., 2019c. Spatial Mapping of Acidity and Geochemical Properties of Oxidized Tailings within the Former Eagle/Telbel Mine Site. *Minerals*, 9(3), 180.
- Elghali, A., Benzaazoua, M., Bussière, B., Kennedy, C., Parwani, R., Graham, S., 2019d. The role of hardpan formation on the reactivity of sulfidic mine tailings: A case study at Joutel mine (Québec). *Science of the total environment*, 654, 118-128. doi:<https://doi.org/10.1016/j.scitotenv.2018.11.066>
- Elghali, A., Mostafa BENZAAZOUA, Hassan Bouzahzah, Bruno Bussière, Villarraga-Gómez, H., 2018b. Determination of the acid generation absolute potential of waste rocks, part I: Mineralogical approach. *Applied geochemistry*.
- Erguler, Z. A., Erguler, K. G., 2015. The effect of particle size on acid mine drainage generation: Kinetic column tests. *Minerals engineering*, 76, 154-167.

- Espejel, C., 2017. Economic Benefits and Technical Complexities of Grade Engineering® in Strategic Mine Planning of Metalliferous Projects. *Cooperative Research Centre Optimising Resource Extraction (CRC ORE)*.
- Ethier, M.-P., 2018. *Évaluation de la performance d'un système de recouvrement monocouche avec nappe surélevée pour la restauration d'un parc à résidus miniers abandonné*. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Falconer, A., 2003. Gravity separation: old technique/new methods. *Physical Separation in Science and Engineering*, 12(1), 31-48.
- Fatahi, M., Farzanegan, A., 2018. An analysis of multiphase flow and solids separation inside Knelson Concentrator based on four-way coupling of CFD and DEM simulation methods. *Minerals engineering*, 126, 130-144.
- Frostad, S. R., Price, W. A., Bent, H. G., 2003. Operational NP determination—accounting for iron manganese carbonates and developing a site-specific fizz rating.
- Ghaffari, A., Farzanegan, A., 2018. An investigation on laboratory Knelson Concentrator separation performance: Part 3: Multi-component feed separation modelling. *Minerals engineering*, 122, 185-194.
- Gomes, R. B., Tomi, G. D., Assis, P. S., 2016. Mine/Mill production planning based on a Geometallurgical Model. *Rem: Revista Escola de Minas*, 69(2), 213-218.
- Gosselin, M., Aubertin, M., Mbonimpa, M., 2007. *Évaluation de l'effet du degré de saturation sur la diffusion et la consommation d'oxygène dans des résidus miniers sulfureux*. Paper presented at the Proceedings of the 8th Joint IAH-CNC and CGS Groundwater Specialty Conference and 90th Canadian Geotechnical Conference, Ottawa, Ont.
- Grammatikopoulos, T., Clark, A., 2001. A geology, process mineralogy and beneficiation of the Hawley wollastonite prospect. *CIM bulletin*, 94(1049), 43-49.
- Grobler, J., Naudé, N., Zietsman, J. H., 2016. Enhanced Holland-Batt spline for describing spiral concentrator performance. *Minerals engineering*, 92, 189-195.
- Gülsoy, Ö. Y., Gülcan, E., 2019. A new method for gravity separation: Vibrating table gravity concentrator. *Separation and Purification Technology*, 211, 124-134.
- Haibin, L., Zhenling, L., 2010. Recycling utilization patterns of coal mining waste in China. *Resources, Conservation and Recycling*, 54(12), 1331-1340.
- Hakkou, R., Benzaazoua, M., Bussière, B., 2008. Acid Mine Drainage at the Abandoned Kettara Mine (Morocco): 2. Mine Waste Geochemical Behavior. *Mine Water and the Environment*, 27(3), 160-170. doi:10.1007/s10230-008-0035-7
- Hammarstrom, J. M., Smith, K. S., 2002. Geochemical and mineralogic characterization of solids and their effects on waters in metal-mining environments. *Seal, RR II, and Foley, NK, eds., Progress on geoenvironmental models for selected mineral deposit types: US Geological Survey Open-File Report*, 02-0195.

- Helt, K. M., Williams-Jones, A. E., Clark, J. R., Wing, B. A., Wares, R. P., 2014. Constraints on the genesis of the Archean oxidized, intrusion-related Canadian Malartic gold deposit, Quebec, Canada. *Economic Geology*, 109(3), 713-735.
- Holland-Batt, A., 1998. Gravity separation: a revitalized technology. *Mining Engineering(Colorado)(USA)*, 50(9), 43-48.
- Jambor, J., Blowes, D., 1994. Environmental geochemistry of sulfide mine-wastes. *Mineralogical Association of Canada Short Course*, 22, 438.
- Jamieson, H. E., Walker, S. R., Parsons, M. B., 2015. Mineralogical characterization of mine waste. *Applied Geochemistry*, 57, 85-105.
- Kabambi, A. K., Bussière, B., Demers, I., 2017. Hydrogeological Behaviour of Covers with Capillary Barrier Effects Made of Mining Materials. *Geotechnical and Geological Engineering*, 35(3), 1199-1220.
- Kemp, D., Owen, J. R., Gotzmann, N., Bond, C. J., 2011. Just relations and company–community conflict in mining. *Journal of Business Ethics*, 101(1), 93-109.
- Knelson, B., Edwards, R., 1990. *Development and economic application of Knelson concentrator in low grade alluvial gold deposits*. Paper presented at the The AusIMM Annual Conference.
- Knidiri, J., Bussière, B., Hakkou, R., Benzaazoua, M., Parent, E., Maqsoud, A., 2015. *Design, construction and preliminary results for an inclined store-and-release cover experimental cell built on an abandoned mine site in Morocco*. Paper presented at the Proceeding for the 10th ICARD, International Conference on Acid Rock Drainage, and IMWA, International Mine Water Association.
- Kongolo, M., Benzaazoua, M., de Donato, P., Drouet, B. t., Barrès, O., 2004. The comparison between amine thioacetate and amyl xanthate collector performances for pyrite flotation and its application to tailings desulphurization. *Minerals engineering*, 17(4), 505-515. doi:10.1016/j.mineng.2004.01.003
- Kwong, Y.-T. J., 1993. *Prediction and prevention of acid rock drainage from a geological and mineralogical perspective: MEND*.
- Lamberg, P., 2011. *Particles-the bridge between geology and metallurgy*. Paper presented at the Konferens i mineralteknik 2011: 08/02/2011-09/02/2011.
- Lamberg, P., Rosenkranz, J., Wanhainen, C., Lund, C., Minz, F., Mwanga, A., Parian, M., 2013. *Building a geometallurgical model in iron ores using a mineralogical approach with liberation data*. Paper presented at the The Second AUSIMM International Geometallurgy Conference, Brisbane, Qld.
- Lapakko, K. A., 1994. *Evaluation of neutralization potential determinations for metal mine waste and a proposed alternative*. Paper presented at the Proceeding: of the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage, April.

- Lapakko, K. A., Engstrom, J. N., Antonson, D. A., 2006. *Effects of particle size on drainage quality from three lithologies*. Paper presented at the Poster paper presented at the 7th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD).
- Lavoie-Deraspe, J., 2019. Étude du comportement hydrogéologique de couvertures avec effet de barrière capillaire sur une halde à stériles de grande dimension. *Mémoire en maîtrise en génie minéral. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue*.
- Lawrence, R. W., Scheske, M., 1997. A method to calculate the neutralization potential of mining wastes. *Environmental Geology*, 32(2), 100-106.
- Le Gressus, C., 1995. Microscopie électronique à balayage. *Techniques de l'ingénieur. Analyse et caractérisation*, 1(P865), P865. 861-P865. 822.
- Le Houillier, R., Rhéaume, N., 1984. La Pyroanalyse De L'or Et De L'argent: La Qualite Et La Composition Des Billes. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 23(4), 427-439.
- Lee, G., Bigham, J. M., Faure, G., 2002. Removal of trace metals by coprecipitation with Fe, Al and Mn from natural waters contaminated with acid mine drainage in the Ducktown Mining District, Tennessee. *Applied Geochemistry*, 17(5), 569-581.
- Lengke, M. F., Davis, A., Bucknam, C., 2010. Improving management of potentially acid generating waste rock. *Mine Water and the Environment*, 29(1), 29-44.
- Li, M., 1997. *Neutralization potential versus observed mineral dissolution in humidity cell tests for Louvicourt tailings*. Paper presented at the Proceedings of the Fourth International Conference on Acid Rock Drainage.
- Lindsay, M. B., Condon, P. D., Jambor, J. L., Lear, K. G., Blowes, D. W., Ptacek, C. J., 2009. Mineralogical, geochemical, and microbial investigation of a sulfide-rich tailings deposit characterized by neutral drainage. *Applied Geochemistry*, 24(12), 2212-2221.
- Lindsay, M. B., Moncur, M. C., Bain, J. G., Jambor, J. L., Ptacek, C. J., Blowes, D. W., 2015. Geochemical and mineralogical aspects of sulfide mine tailings. *Applied Geochemistry*, 57, 157-177.
- Lund, C., 2013. *Mineralogical, chemical and textural characterisation of the Malmberget iron ore deposit for a geometallurgical model*. Luleå tekniska universitet.
- Lund, C., Lamberg, P., Lindberg, T., 2015. Development of a geometallurgical framework to quantify mineral textures for process prediction. *Minerals engineering*, 82, 61-77.
- Luttrell, G., 1995. Enhanced Gravity Separators: New Alternatives for Fine Coal Cleaning GH Luttrell, RQ Honaker* and DI Phillips Department of Mining and Minerals Engineering Virginia Polytechnic Institute and State University.
- Ma, L., Wei, L., Pei, X., Zhu, X., Xu, D., 2019. CFD-DEM simulations of particle separation characteristic in centrifugal compounding force field. *Powder Technology*, 343, 11-18.
- Mackay, D., Simandl, G., Grcic, B., Li, C., Luck, P., Redfearn, M., Gravel, J., 2015. Evaluation of Mozley C800 Laboratory Mineral Separator for Heavy Mineral Concentration of Stream Sediments in Exploration for Carbonatite-Hosted Specialty Metal Deposits: Case Study at

- the Aley Carbonatite, Northeastern British Columbia (NTS 094B). *Geoscience BC Summary of Activities 2014*, 2015-2011.
- Marion, C., Grammatikopoulos, T., Rudinsky, S., Langlois, R., Williams, H., Chu, P., Awais, M., Gauvin, R., Rowson, N., Waters, K., 2018. A mineralogical investigation into the pre-concentration of the Nechalacho deposit by gravity separation. *Minerals engineering*, 121, 1-13.
- Mayer, K. U., Frind, E. O., Blowes, D. W., 2002. Multicomponent reactive transport modeling in variably saturated porous media using a generalized formulation for kinetically controlled reactions. *Water Resources Research*, 38(9).
- Mbonimpa, M., Aubertin, M., Aachib, M., Bussière, B., 2003. Diffusion and consumption of oxygen in unsaturated cover materials. *Canadian Geotechnical Journal*, 40(5), 916-932.
- McInerney, P., Guillen, A., Courrioux, G., Calcagno, P., Lees, T., 2005. Building 3D geological models directly from the data? A new approach applied to Broken Hill, Australia. *US Geological survey Open-file report*, 1428, 119-130.
- MDDELCC. 2016. Le secteur minier au Québec, Enjeux environnementaux et cadre normatif pour les rejets liquides.
- MEND1.20.1. 2009. Prediction Manual for Drainage Chemistry from Sulphidic Geologic Material.
- MEND. 2004. Design, Construction and Performance Monitoring of Cover Systems for Waste Rock and Tailings.
- Mermillod-Blondin, R., Kongolo, M., De Donato, P., Benzaazoua, M., Barrès, O., Bussière, B., Aubertin, M., 2005a. *Pyrite flotation with xanthate under alkaline conditions-application to environmental desulfurization*. Paper presented at the Centenary of Flotation Symposium.
- Mermillod-Blondin, R., Mbonimpa, M., Benzaazoua, M., Bussière, B., Aubertin, M., Kongolo, M., de Donato, P., 2005b. *La désulfuration environnementale pour une gestion intégrée des rejets de concentrateur générateurs de DMA*. Paper presented at the Proceedings of the Symposium sur l'Environnement et les Mines II, The Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum, Rouyn-Noranda.
- MERN. 2016. Guide de préparation du plan de réaménagement et de restauration des sites miniers au Québec - Ministère de l'Énergie et des Ressources naturelles-.
- Miller, S., Robertson, A., Donahue, T., 1997. *Advances in acid drainage prediction using the net acid generation (NAG) test*. Paper presented at the Proc. 4th international conference on acid rock drainage, Vancouver, BC.
- Miller, S. D., Stewart, W. S., Rusdinar, Y., Schumann, R. E., Ciccarelli, J. M., Li, J., Smart, R. S., 2010. Methods for estimation of long-term non-carbonate neutralisation of acid rock drainage. *Sci Total Environ*, 408(9), 2129-2135. doi:10.1016/j.scitotenv.2010.01.011
- MISA, G., 2011. Créneau minier techno mines souterraines (TMS). *Rapport Annuel 2010-2011*.

- Mudd, G. M., 2007. The sustainability of mining in Australia: key production trends and their environmental implications. *Department of Civil Engineering, Monash University and Mineral Policy Institute, Melbourne*.
- Nadeif, A., Taha, Y., Bouzahzah, H., Hakkou, R., Benzaazoua, M., 2019. Desulfurization of the Old Tailings at the Au-Ag-Cu Tiouit Mine (Anti-Atlas Morocco). *Minerals*, 9(7). doi:10.3390/min9070401
- Nicholson, R., 1994. Iron-sulfide oxidation mechanisms: laboratory studies. *Environmental Geochemistry of Sulphide Mine-Wastes*, 22, 163-183.
- Nicholson, R. V., Gillham, R. W., Reardon, E. J., 1988. Pyrite oxidation in carbonate-buffered solution: 1. Experimental kinetics. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 52(5), 1077-1085.
- Nienaber, E. C., Auret, L., 2019. Experimental modelling and plant simulation of spiral concentrators: Comparing response surface methodology and extended Holland-Batt models. *Minerals engineering*, 141, 105833. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2019.105833>
- Nienaber, E. C., McCoy, J. T., Auret, L., 2017. Spiral Concentrator Interface Monitoring Through Image Processing: A Statistical Learning Approach. *IFAC-PapersOnLine*, 50(2), 53-58. doi:<https://doi.org/10.1016/j.ifacol.2017.12.010>
- Nobert, P., 2014. La flexibilité managériale dans la gestion de projets miniers: une analyse qualitative par l'approche des options réelles.
- Noirant, G., Benzaazoua, M., Kongolo, M., Bussière, B., Frenette, K., 2019. Alternatives to xanthate collectors for the desulphurization of ores and tailings: Pyrite surface chemistry. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*, 577, 333-346. doi:<https://doi.org/10.1016/j.colsurfa.2019.05.086>
- Nordstrom, D. K., 2000. Advances in the hydrogeochemistry and microbiology of acid mine waters. *International Geology Review*, 42(6), 499-515.
- Norrish, K., Chappell, B. W., 1977. X-ray fluorescence spectrometry. In: *Zussman, J. (Ed.), Physical Methods in Determinative Mineralogy. Academic Press, London*, pp. 201–272. Zussman, Jack.
- Önal, G., Bulut, G., Gül, A., Kangal, O., Perek, K., Arslan, F., 2005. Flotation of Aladag oxide lead–zinc ores. *Minerals engineering*, 18(2), 279-282.
- OR.FR. 2019a. <https://or.fr/cours/argent/cad> 09-10-2019.
- OR.FR. 2019b. <https://or.fr/cours/or/cad> 09-10-2019.
- Pabst, T., 2011. *Etude expérimentale et numérique du comportement hydro-géochimique de recouvrements placés sur des résidus sulfureux partiellement oxydés*: Ecole Polytechnique, Montreal (Canada).
- Paktunc, A., 1999 a. Mineralogical constraints on the determination of neutralization potential and prediction of acid mine drainage. *Environmental Geology*, 39(2), 103-112.

- Paktunc, A., Davé, N., 2000. *Mineralogy of pyritic waste rock leached by column experiments and prediction of acid mine drainage*. Paper presented at the Applied Mineralogy in Research, Economy, Technology, Ecology and Culture, Proceedings of the 6th International Congress on Applied Mineralogy, ICAM.
- Paktunc, A. D., 1999 b. Characterization of mine wastes for prediction of acid mine drainage *Environmental impacts of mining activities* (pp. 19-40): Springer.
- Parbhakar-Fox, A., Fox, N., Hill, R., Ferguson, T., Maynard, B., 2018. Improved mine waste characterisation through static blended test work. *Minerals engineering*, 116, 132-142. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2017.09.011>
- Parbhakar-Fox, A., Lottermoser, B., Bradshaw, D., 2013. *Cost-effective means for identifying acid rock drainage risks: integration of the geochemistry-mineralogy-texture approach and geometallurgical techniques*. Paper presented at the Proceedings from the 2nd AusIMM international geometallurgy conference (GeoMet), Brisbane, Australia.
- Parbhakar-Fox, A. K., Edraki, M., Walters, S., Bradshaw, D., 2011. Development of a textural index for the prediction of acid rock drainage. *Minerals engineering*, 24(12), 1277-1287.
- Peng, H., Wu, D., Abdelmonem, M., 2017. Flotation performances and surface properties of chalcopyrite with xanthate collector added before and after grinding. *Results in Physics*, 7, 3567-3573. doi:<https://doi.org/10.1016/j.rinp.2017.09.028>
- Perkins, E., Nesbitt, H., Gunter, W., St-Arnaud, L., Mycroft, J., 1995. Critical review of geochemical processes and geochemical models adaptable for prediction of acidic drainage from waste rock. *Mine Environment Neutral Drainage (MEND) Report*, 1(1).
- Pétel, K., 2017. *Évaluation en laboratoire de recouvrements spécifiquement adaptés au contrôle du drainage neutre contaminé*. Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue.
- Plante, B., Benzaazoua, M., Bussière, B., 2011. Predicting geochemical behaviour of waste rock with low acid generating potential using laboratory kinetic tests. *Mine Water and the Environment*, 30(1), 2-21.
- Plante, B., Bussière, B., Benzaazoua, M., 2012. Static tests response on 5 Canadian hard rock mine tailings with low net acid-generating potentials. *Journal of Geochemical Exploration*, 114, 57-69.
- Plante, B., Bussière, B., Benzaazoua, M., 2014. Lab to field scale effects on contaminated neutral drainage prediction from the Tio mine waste rocks. *Journal of Geochemical Exploration*, 137, 37-47.
- Plante, B., Bussière, B., Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Demers, I., Kandji, E.-H. B., 2015. Revue de littérature en vue de la mise à jour du guide de caractérisation des résidus miniers et du minéral.
- Plumlee, G. S., Nash, J. T., 1995. Geoenvironmental models of mineral deposits—fundamentals and applications. *US Geological survey Open-file report*, 95-831.
- Price, W. A., Morin, K., Hutt, N., 1997. *Guidelines for the prediction of acid rock drainage and metal leaching for mines in British Columbia: Part II. Recommended procedures for static*

- and kinetic testing*. Paper presented at the Proceedings of the Fourth International Conference on Acid Rock Drainage.
- Redclift, M., 2005. Sustainable development (1987–2005): an oxymoron comes of age. *Sustainable development*, 13(4), 212-227.
- Redwood, N., Scott, M., 2016. Application of Enterprise Optimisation Considering Grade Engineering® Strategies. *Cooperative Research Centre Optimising Resource Extraction (CRC ORE)*.
- Reuter, M. A., Van Schaik, A., Ignatenko, O., De Haan, G.-J., 2006. Fundamental limits for the recycling of end-of-life vehicles. *Minerals engineering*, 19(5), 433-449.
- Rietveld, H., 1969. A profile refinement method for nuclear and magnetic structures. *Journal of applied Crystallography*, 2(2), 65-71.
- Ritchie, A., 1994. The waste-rock environment. *Environmental Geochemistry of Sulfide Mine-Waste. Mineralogical Association of Canada*, 22, 201-244.
- RNCAN. 2019. Les minéraux et l'économie. (Ressources naturelles Canada), <https://www.rncan.gc.ca/les-mineraux-et-leconomie/20604#GDP>
- Robert R. Seal II, Nora K. Foley, Wanty., a. R. B., 2002. Introduction to Geoenvironmental Models of Mineral Deposits. *Progress on geoenvironmental models for selected mineral deposit types*.
- Romagnoli, M., Gualtieri, M. L., Hanuskova, M., Rattazzi, A., Polidoro, C., 2013. Effect of drying method on the specific surface area of hydrated lime: A statistical approach. *Powder Technology*, 246, 504-510. doi:<https://doi.org/10.1016/j.powtec.2013.06.009>
- Samad, M. A., Yanful, E. K., 2005. A design approach for selecting the optimum water cover depth for subaqueous disposal of sulfide mine tailings. *Canadian Geotechnical Journal*, 42(1), 207-228.
- Sant'Agostino, L. M., Alves, P., Shimabukuro, N., Bonás, T., 2001. Applied mineralogy as a tool for mine planning of phosphate rock. *Minerals engineering*, 14(12), 1649-1657.
- Santos, D., Jeremias, W., 2009. Materials Characterization Techniques: Applications and Features. *Scientia Plena*, 5(6).
- Sapsford, D., Bowell, R., Dey, M., Williams, C., Williams, K., 2008. A comparison of kinetic NAG tests with static and humidity cell tests for the prediction of ARD. *Mine Water and the Environment*, 325-328.
- Scott, M., Redwood, N., 2017. Evaluation of Grade Engineering® using Enterprise Optimization *Cooperative Research Centre Optimising Resource Extraction (CRC ORE)*.
- Seke, M. D., 2005. *Optimisation of the selective flotation of galena and sphalerite at Rosh Pinah mine*. University of Pretoria.
- SGS, M. S., 2018. Géométallurgie. <https://www.sgs.ca/fr-fr/mining/exploration-services/geometallurgy> (date of access: 09.05.2018).

- Smart, R., Skinner, W., Levay, G., Gerson, A., Thomas, J., Sobieraj, H., Schumann, R., Weisener, C., Weber, P., Miller, S., 2002. ARD test handbook: project P387A, prediction and kinetic control of acid mine drainage. *AMIRA, International Ltd, Ian Wark Research Institute, Melbourne, Australia*, <http://fliphtml5.com/cumy/jsbb> acces on 08 2018.
- Smith, K. S., Ramsey, C. A., Hageman, P. L., 2000. *Sampling strategy for the rapid screening of mine-waste dumps on abandoned mine lands*: US Department of the Interior, US Geological Survey.
- Sobek, A. A., 1978. *Field and laboratory methods applicable to overburdens and minesoils*: Industrial Environmental Research Laboratory, Office of Research and
- Stewart, W. A., Miller, S. D., Smart, R., 2006. *Advances in acid rock drainage (ARD) characterisation of mine wastes*. Asmr.
- Suarez-Fernandez, G., Vega, J., Fuertes, A., Garcia, A., Martínez-Tarazona, M., 2001. Analysis of major, minor and trace elements in coal by radioisotope X-ray fluorescence spectrometry. *Fuel*, 80(2), 255-261.
- Tiway, R., 2001. Environmental impact of coal mining on water regime and its management. *Water, Air, and Soil Pollution*, 132(1-2), 185-199.
- Trahar, W., 1981. A rational interpretation of the role of particle size in flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 8(4), 289-327.
- Uslu, T., Sahinoglu, E., Yavuz, M., 2012. Desulphurization and deashing of oxidized fine coal by Knelson concentrator. *Fuel Processing Technology*, 101, 94-100. doi:<https://doi.org/10.1016/j.fuproc.2012.04.002>
- Van Balen, K., 2005. Carbonation reaction of lime, kinetics at ambient temperature. *Cement and Concrete Research*, 35(4), 647-657. doi:<https://doi.org/10.1016/j.cemconres.2004.06.020>
- Villeneuve, M., 2006. *Évaluation du comportement géochimique à long terme de rejets miniers à faible potentiel de génération d'acide à l'aide d'essais cinétiques*.
- Villeneuve, M., Bussière, B., Benzaazoua, M., Aubertin, M., 2009. Assessment of interpretation methods for kinetic tests performed on tailings having a low acid generating potential. *Proceedings, Securing the Future and 8th ICARD, Skelleftea, Sweden*.
- Walters, S. G., 2017. Driving Productivity by Increasing Feed Quality Through Application of Innovative Grade Engineering® Technologies. *Tenth International Mining Geology Conference 2017, Cooperative Research Centre Optimising Resource Extraction (CRC ORE)*.
- Weber, P. A., Hughes, J. B., Conner, L. B., Lindsay, P., Smart, R., 2006. *Short-term acid rock drainage characteristics determined by paste pH and kinetic NAG testing: cypress, prospect, New Zealand*. ASMR.
- Weber, P. A., Thomas, J. E., Skinner, W. M., Smart, R. S. C., 2004. Improved acid neutralisation capacity assessment of iron carbonates by titration and theoretical calculation. *Applied Geochemistry*, 19(5), 687-694.

- Wellmer, F.-W., Becker-Platen, J., 2002. Sustainable development and the exploitation of mineral and energy resources: a review. *International Journal of Earth Sciences*, 91(5), 723-745.
- Wills, B. A., Finch, J., 2015. *Wills' mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*: Butterworth-Heinemann.
- Wills, B. A., Finch, J. A., 2016a. Chapter 10 - Gravity Concentration. In B. A. Wills, J. A. Finch (Eds.), *Wills' Mineral Processing Technology (Eighth Edition)* (pp. 223-244). Boston: Butterworth-Heinemann.
- Wills, B. A., Finch, J. A., 2016b. Chapter 12 - Froth Flotation. In B. A. Wills, J. A. Finch (Eds.), *Wills' Mineral Processing Technology (Eighth Edition)* (pp. 265-380). Boston: Butterworth-Heinemann.
- Yu, J., Yao, S., Chen, R., Zhu, K., Yu, L., 2005. A quantitative integrated evaluation of sustainable development of mineral resources of a mining city: a case study of Huangshi, Eastern China. *Resources Policy*, 30(1), 7-19.
- Zhang, J., Fu, M., Hassani, F. P., Zeng, H., Geng, Y., Bai, Z., 2011. Land use-based landscape planning and restoration in mine closure areas. *Environ Manage*, 47(5), 739-750. doi:10.1007/s00267-011-9638-z
- Zhou, J., Gu, Y., 2008. Gold process mineralogy and its significance in gold metallurgy.

ANNEX

ANNEXE A RÉSULTATS DE LA SÉPARATION PHYSIQUE

Tableau A.1 Détails des résultats de la séparation gravimétrique

Lithologie	Division	Granulo en mm	% Soufre	% S moyen	% Carbone	Rendement par fraction Knelson	Rendement knelson	Rendement Mozley par fraction	Rendement global K+M par fraction	Rendement global K+M
CGR	Ech du tête TV	0-2,4	0,518	**	0,522	**	**	**	**	84%
	TV1 Alim	0-1	0,634	0,52	0,569	**	**	**	**	
	TV2 Alim	1-2,4	0,306		0,350	**	**	**	**	
	TV1-RK	0-1	0,238	0,23	0,606	67%	64%	**	**	
	TV2-RK	1-2,4	0,214		0,394	47%		**	**	
	TV1- RK_RM	0-1	0,114	0,13	0,495	**	**	63%	88%	
	TV2- RK_RM	1-2,4	0,149		0,390	**	**	44%	71%	
AGR	Ech du tête TV	0-2,4	0,540	**	0,422	**	**	**	**	81%
	TV1 Alim	0-1	0,728	0,58	0,510	**	**	**	**	
	TV2 Alim	1-2,4	0,352		0,296	**	**	**	**	
	TV1-RK	0-1	0,403	0,34	0,508	49%	51%	**	**	
	TV2-RK	1-2,4	0,246		0,360	43%		**	**	
	TV1- RK_RM	0-1	0,148	0,15	0,476	**	**	74%	87%	
	TV2- RK_RM	1-2,4	0,154		0,365	**	**	47%	70%	
CPO	Ech du tête TV	0-2,4	0,213	**	0,749	**	**	**	**	64%
	TV1 Alim	0-1	0,278	0,24	0,798	**	**	**	**	
	TV2 Alim	1-2,4	0,179		0,552	**	**	**	**	
	TV1-RK	0-1	0,158	0,14	0,784	48%	54%	**	**	
	TV2-RK	1-2,4	0,119		0,514	46%		**	**	
	TV1- RK_RM	0-1	0,115	0,11	0,696	**	**	43%	70%	
	TV2- RK_RM	1-2,4	0,095		0,508	**	**	31%	63%	

ANNEXE B CINÉTIQUE DE FLOTTATION

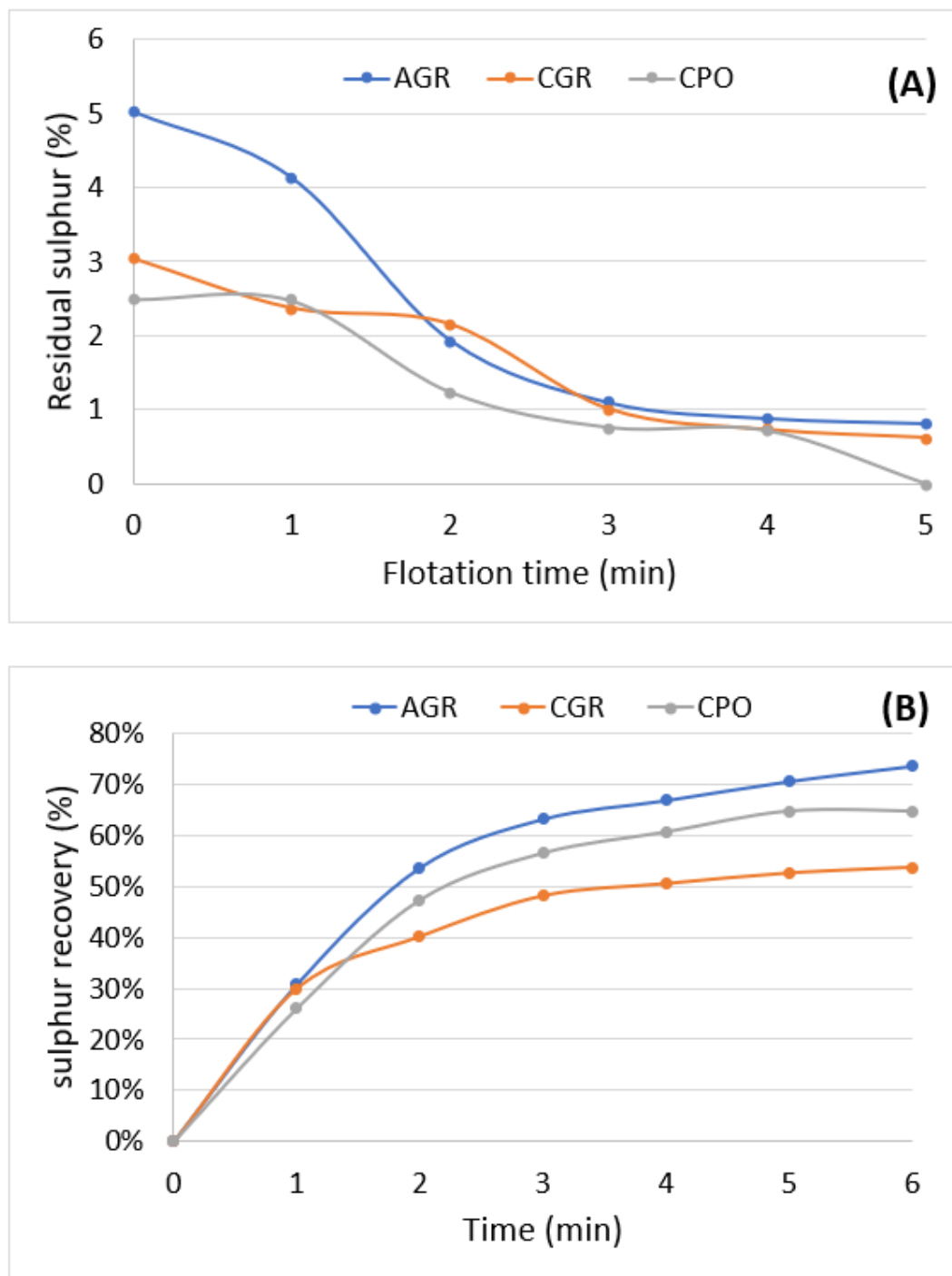


Figure B.1 Détails de la cinétique de flottation : sulfure résiduel (A) et récupération des sulfures (B) en fonction du temps de flottation

ANNEXE C CARACTÉRISATION GÉOCHIMIQUE

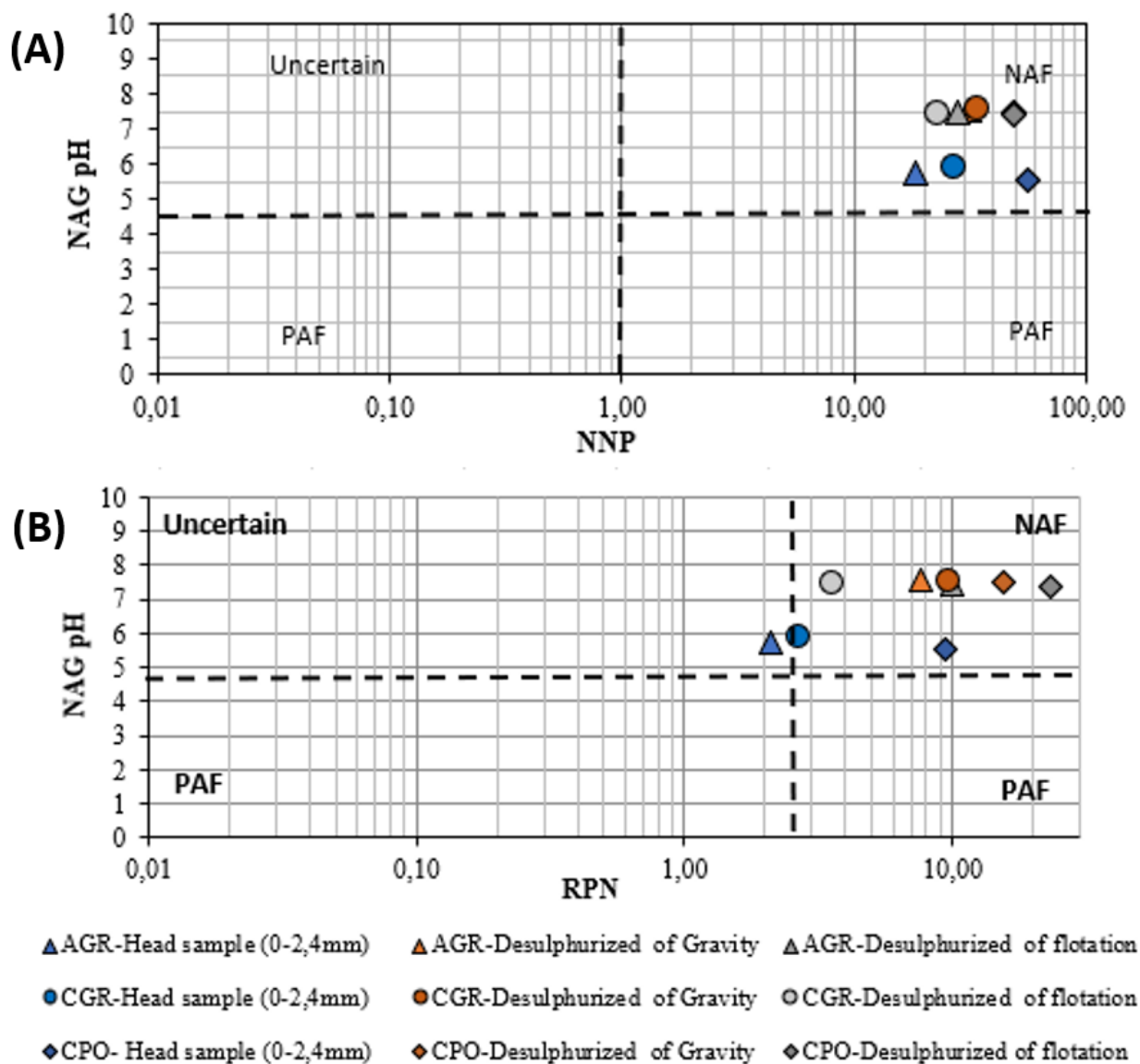


Figure C.1 Graphiques NAG pH vs NNP (A) et NAG pH vs RPN (B)