UNIVERSITÉ DE MONTRÉAL

COMPARAISON DES ESSAIS STATIQUES ET ÉVALUATION DE L'EFFET DE L'ALTÉRATION POUR DES REJETS DE CONCENTRATEUR À FAIBLE POTENTIEL DE GÉNÉRATION D'ACIDE

BENOÎT PLANTE
DÉPARTEMENT DES GÉNIES CIVIL, GÉOLOGIQUE ET DES MINES
ÉCOLE POLYTECHNIQUE DE MONTRÉAL

MÉMOIRE PRÉSENTÉ EN VUE DE L'OBTENTION
DU DIPLÔME DE MAÎTRISE ÈS SCIENCES APPLIQUÉES
(GÉNIE MINÉRAL)
DÉCEMBRE 2004

© Benoît Plante, 2004.

Library and Archives Canada

Published Heritage Branch

395 Wellington Street
Ottawa ON K1A 0N4
Canada

Bibliothèque et Archives Canada

Direction du Patrimoine de l'édition

395, rue Wellington
Ottawa ON K1A 0N4
Canada

Your file Votre référence
ISBN: 0-494-01380-X
Our file Notre référence
ISBN: 0-494-01380-X

NOTICE:
The author has granted a non-exclusive license allowing Library and Archives Canada to reproduce, publish, archive, preserve, conserve, communicate to the public by telecommunication or on the Internet, loan, distribute and sell theses worldwide, for commercial or non-commercial purposes, in microform, paper, electronic and/or any other formats.

The author retains copyright ownership and moral rights in this thesis. Neither the thesis nor substantial extracts from it may be printed or otherwise reproduced without the author's permission.

AVIS:
L'auteur a accordé une licence non exclusive permettant à la Bibliothèque et Archives Canada de reproduire, publier, archiver, sauvegarder, conserver, transmettre au public par télécommunication ou par l'Internet, prêter, distribuer et vendre des thèses partout dans le monde, à des fins commerciales ou autres, sur support microforme, papier, électronique et/ou autres formats.

L'auteur conserve la propriété du droit d'auteur et des droits moraux qui protège cette thèse. Ni la thèse ni des extraits substantiels de celle-ci ne doivent être imprimés ou autrement reproduits sans son autorisation.

In compliance with the Canadian Privacy Act some supporting forms may have been removed from this thesis.

While these forms may be included in the document page count, their removal does not represent any loss of content from the thesis.

Conformément à la loi canadienne sur la protection de la vie privée, quelques formulaires secondaires ont été enlevés de cette thèse.

Bien que ces formulaires aient inclus dans la pagination, il n'y aura aucun contenu manquant.

Canada

UNIVERSITÉ DE MONTRÉAL

ÉCOLE POLYTECHNIQUE DE MONTRÉAL

Ce mémoire intitulé :

COMPARAISON DES ESSAIS STATIQUES ET ÉVALUATION DE L'EFFET DE L'ALTÉRATION POUR DES REJETS DE CONCENTRATEUR À FAIBLE POTENTIEL DE GÉNÉRATION D'ACIDE

Présenté par : PLANTE Benoît

En vue de l'obtention du diplôme de : Maîtrise ès sciences appliquées

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

M. SIMON Richard, Ph.D., président

M. AUBERTIN Michel, Ph.D., membre et directeur de recherche

M. BUSSIÈRE Bruno, Ph.D., membre et codirecteur de recherche

M. BENZAAZOUA Mostafa, Ph.D., membre et codirecteur de recherche

M. MOLSON John, Ph.D., membre

À Geneviève,
Antoine
et mes parents

REMERCIEMENTS

Plusieurs personnes ont contribué de près ou de loin à la réalisation de ce projet et je tiens à les remercier sincèrement. Tout d'abord, je tiens remercier du fond du cœur celui qui agit comme directeur de recherche, Bruno Bussière, pour avoir accepté de me prendre sous son aile et de me choisir comme étudiant gradué. Sans son savoir, son expérience, ses conseils et sa grande disponibilité, jamais je n'aurais pu mener à terme ce mémoire. J'ai énormément appris sous sa tutelle, autant d'un point de vue professionnel que personnel. Merci à mes codirecteurs de recherche, Mostafa Benzaazoua et Michel Aubertin pour leur rigueur scientifique et leur regard critique face à ces travaux. Je remercie la Chaire Industrielle CRSNG Polytechnique-UQAT pour son soutien financier et matériel à ce projet. Merci aussi à Denis Bois et à l'URSTM pour m'avoir offert la possibilité d'acquérir autant d'expérience de travail durant ma maîtrise et pour la disponibilité du laboratoire et de ses équipements.

Un merci tout spécial à Mathieu Villeneuve, mon ami et collègue chimiste, grâce à qui j'ai pu rencontrer mon directeur de recherche et ainsi démarrer cette grande aventure. Merci aussi pour les nombreuses sessions de brainstorming et d'encouragements mutuels. Merci aux techniciens de l'URSTM : Alain, Mélanie, David et Nil, qui ont apporté une aide précieuse chacun à leur façon dans la réussite de ce projet. Enfin, merci au professeur Marcos Monroy Fernandez de l'Universidad Autonoma de San Luis Potosi au Mexique pour m'avoir permis d'effectuer un stage dans leurs installations. Merci aussi à Blanca Adriana Mendez pour son aide technique à la réalisation des travaux au Mexique.

Merci à mes parents pour leur support et pour m'avoir toujours encouragé à pousser à fond mes connaissances. Vos sacrifices m'ont permis de me rendre aussi loin dans mes études. Votre soutient à tous les niveaux a été d'une importance majeure dans la réussite

de ce projet. Je vous aime beaucoup. Merci aussi à ma sœur pour son support et ses encouragements.

Un merci spécial enfin va à Geneviève, la femme de ma vie, pour son amour, son support, sa compréhension et sa patience sans limites. Merci enfin à Antoine, mon fils, pour sa joie de vivre et tous les moments de bonheur qu'il me donne l'occasion de vivre depuis son arrivée dans ce monde, quelque part au milieu de ce projet.

RÉSUMÉ

La prédiction du drainage minier acide (DMA) est d'une importance capitale pour les opérateurs miniers. En effet, il est beaucoup plus coûteux et plus difficile de restaurer des aires d'entreposage contenant des rejets générateurs de DMA que de restaurer des aires d'entreposage contenant des rejets neutres ou alcalins, d'où l'intérêt de connaître le plus exactement possible le potentiel de génération d'acide des matériaux à entreposer. Les essais statiques sont fréquemment utilisés comme outil de prédiction du potentiel de génération d'acide des rejets miniers, et ce, à toutes les étapes d'un projet minier. Plusieurs essais statiques sont disponibles, chacun possédant ses propres caractéristiques, avantages et inconvénients. Les opérateurs miniers font généralement l'hypothèse que les résultats de ces essais sont constants dans le temps. Pourtant, l'altération des minéraux générateurs et neutralisants d'acide, dans les aires d'entreposage, risque de faire évoluer la réponse des essais statiques. Pour les rejets à faible potentiel de génération d'acide, il peut être risqué de négliger cet aspect, puisque ces derniers sont susceptibles de passer de la catégorie «non générateur d'acide» à la catégorie «générateur d'acide».

Le principal objectif de ce travail est donc de comparer la réponse des différents essais statiques et d'évaluer l'effet de l'altération des minéraux, pour des rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide. Dans cette étude, les résultats de plusieurs essais statiques sont comparés pour cinq rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide provenant de mines abitibiennes. Les essais statiques étudiés sont les suivants : l'essai de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), l'essai statique au carbone inorganique, l'essai minéralogique de Kwong (1993), l'essai minéralogique de Lawrence et Scheske (1997), l'essai minéralogique de Paktunc (1999a, b) et, enfin, l'approche de Day et *al.* (1997). La comparaison des réponses des essais statiques a permis de déterminer que l'essai statique le plus approprié pour les rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide étudiés est l'essai minéralogique

de Lawrence et Scheske (1997). Ces comparaisons ont aussi permis de bien comprendre les particularités de chaque type d'essai statique et de proposer des lignes directrices permettant la sélection de l'essai statique le plus approprié, lorsque la minéralogie de l'échantillon est connue de façon plus ou moins précise.

Afin d'évaluer l'effet de l'altération des minéraux sur la réponse des essais statiques, les cinq rejets de concentrateur étudiés ont été soumis à deux essais cinétiques : le réacteur de Soxhlet et la mini-cellule d'altération. Les résultats obtenus en réacteur de Soxhlet se sont avérés peu concluants pour étudier l'effet de l'altération, puisque les sulfures ne se sont pratiquement pas oxydés dans les conditions de cet essai. Par contre, les minéraux neutralisants de type carbonate se sont dissous dans le réacteur de Soxhlet (sans neutraliser d'acide), abaissant ainsi les potentiels de neutralisation des rejets étudiés sans toucher de façon significative aux potentiels de génération d'acide, ce qui n'est pas représentatif des conditions observées dans les aires d'entreposage de rejets de concentrateur. Les essais en mini-cellules d'altération, quant à eux, ont permis d'altérer les minéraux de façon non négligeable et dans des conditions plus près de celles *in situ*; les sulfures se sont oxydés et ont généré de l'acide, alors que les minéraux neutralisants se sont dissous en neutralisant cet acide. Pour certains des rejets étudiés, les résultats des essais statiques ont subi des variations non négligeables durant ces essais en mini-cellules d'altération, confirmant qu'il peut y avoir une évolution dans le temps des résultats des essais statiques. Par exemple, les potentiels de neutralisation déterminés selon la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) ont diminué entre 4 (UQ-8) et 27 % (LAR-M3), alors que les potentiels de génération d'acide ont perdu jusqu'à 19 % (LAR-M3) de leur valeur.

Le suivi de l'évolution des minéraux soumis aux essais en mini-cellule d'altération a permis de déterminer les réactivités relatives des minéraux impliqués dans le DMA pour des conditions près de la neutralité. Ces taux ont ensuite été comparés à d'autres tirés de la littérature. Il s'avère que la classification de Kwong (1993), des réactivités relatives

des minéraux à pH 5, basée sur les travaux de Sverdrup (1990), n'est pas entièrement applicable dans des conditions plus près de la neutralité (pH entre 6 et 8 unités) telles que celles rencontrées dans cette étude. Par exemple, la calcite, la dolomite et l'ankérite possèdent des réactivités identiques dans la classification de Kwong (1993) alors que dans le cas des rejets étudiés, l'ankérite et la dolomite présentent des réactivités d'environ deux ordres de grandeur plus faibles que la calcite.

ABSTRACT

Acid mine drainage (AMD) prediction is very important for mine operators. The reclamation costs are indeed higher with AMD generating mine waste, as opposed to neutral or alkaline mine waste. Therefore, a precise determination of acid generating potential of the tailings becomes important. Static tests are a widely used tool to predict the acid generating potential of mine wastes (more specifically mine tailings), from the early exploration stages to the design of mining projects. Many static tests are available, each having their own advantages and limits. Mine operators generally accept static test results as being constant with time. However, alteration of acid producing and acid neutralizing minerals in exposed mine wastes may change the static test results. For mine wastes having a low acid generating potential, this risk may be higher as these wastes initially considered non acid generating could become acid generating after some degree of alteration.

This main objective of this research is to compare different static test results and to evaluate the effect of alteration for mine tailings having a low acid generating potential. In this study the results of static tests are compared for five tailing samples taken from mines located in Abitibi-Témiscamingue, Québec. The following static tests were studied: the modified Sobek test of Lawrence and Wang (1997), the inorganic carbon test, the mineralogical static test by Kwong (1993), the mineralogical static test by Lawrence and Scheske (1997), the mineralogical static test by Paktunc (1999a, b) and the approach proposed by Day *et al* (1997). Comparisons between these tests established that the most appropriate prediction method for low acid generating potential mine tailings is the mineralogical static test by Lawrence and Scheske (1997). The particularities of the studied static tests were also emphasized from these comparisons. Finally, guidelines for the selection of a static test were proposed based on the mineralogical compositions of the samples to analyze.

The five studied tailings samples were submitted to two types of kinetic tests (Soxhlet extractor and small scale humidity cells) in order to evaluate the effect of alteration of the minerals composing the tailings on the static tests results. The results obtained using the Soxhlet extractor were non conclusive with respect to the objective of this study. In fact the sulfide minerals (acid generating minerals) did not oxidize under the conditions met with this type of kinetic test. Moreover, the neutralizing minerals were dissolved without the neutralizing effect. This reduced the acid neutralizing potential of the tailings without modifying the acid producing potential, which is not representative of the *in-situ* conditions in tailing impoundments. The small scale humidity cells were able to alter the minerals closely to the *in-situ* conditions; the sulfide minerals produced acid and the acid neutralizing minerals dissolved while neutralizing this acid. Some of the studied tailings showed significant variations in the results of static tests, confirming that the static test responses may change with time. For example, the studied tailings lost between 4 and 27 % (for UQ-8 and LAR-M3 respectively) of their neutralizing potential (NP), as evaluated by the modified Sobek method by Lawrence and Wang (1997), and up to 19 % (LAR-M3) of their acid producing potential (AP) during the small scale humidity cell tests.

It was possible to determine the relative reactivity of the minerals associated with AMD for near-neutral conditions by monitoring the mineralogical changes during small-scale humidity cell tests on the studied tailings samples. These relative reactivities were then compared to those reported by Kwong (1993) at pH 5 based on the work of Sverdrup (1990). Since great differences were observed, it was concluded that the relative reactivities proposed by Kwong (1993) were different for near-neural conditions such as those met with the studied tailings. For example, dolomite and ankerite showed reactivity rates two orders of magnitude slower than that of calcite, while Kwong (1993) classifies those minerals as having equal reactivities.

TABLE DES MATIÈRES

DÉDICACE iv
REMERCIEMENTS v
RÉSUMÉ vii
ABSTRACT x
TABLE DES MATIÈRES xii
LISTE DES TABLEAUX xvii
LISTE DES FIGURES xxi
LISTE DES SIGLES ET ABBRÉVIATIONS xxvii
LISTE DES ANNEXES xxx
CHAPITRE 1 INTRODUCTION 1
1.1 Les rejets de l'industrie minière 1
1.2 Drainage minier acide 4
1.2.1 Oxydation des minéraux sulfureux 5
1.2.2 Neutralisation du drainage minier acide 8
1.3 Prédiction du comportement environnemental des résidus miniers 10
1.4 Objectifs du projet 13
CHAPITRE 2 REVUE DE LITTÉRATURE CONCERNANT LES ESSAIS STATIQUES 16
2.1 Description générale de l'essais statique 16
2.2 Description des différentes approches chimiques 17
2.2.1 Méthode du pH de pâte (Sobek et al., 1978) 17
2.2.2 Méthode de Sobek et al.(1978) 18
2.2.3 Méthode de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) 21
2.2.4 Méthode statique de génération d'acide nette, ou « NAG » 24
2.2.5 Méthode B.C. Research Initial, ou « BCR » (Duncan et Bruynesteyn, 1979) 25
2.2.6 BCR modifiée par Lapakko (1994) 26

2.2.7 PNC : méthode du carbone inorganique 27
2.2.8 Propositions de Day et al. (1997) et Kwong (2000) 28
2.3 Comparaisons entre les approches chimiques 29
2.3.1 Comparaison des différents essais 30
2.3.2 Interprétation des essais statiques 33
2.4 Descriptions des différentes approches minéralogiques 40
2.4.1 Méthode de Kwong (1993) 40
2.4.2 Méthode minéralogique de Lapakko (1994) 42
2.4.3 Méthode de Kwong (1993) modifiée par Li (1997) 44
2.4.4 Méthode de Lawrence et Scheske (1997) 45
2.4.5 Méthode de Paktunc (1999a, b) 46
2.5 Comparaisons entre les approches minéralogiques 48
2.6 Autres aspects d'intérêt 49
2.6.1 Influence des paramètres expérimentaux 49
2.6.2 Cas des rejets à bas potentiels de neutralisation et de génération d'acide (Li, 2000) 50
2.6.3 Contribution des silicates au PN (Jambor et al., 2000 et 2002) 51
2.6.4 Influence des bactéries dans le DMA 52
CHAPITRE 3 DESCRIPTION DES MÉTHODES ET DES MATÉRIAUX 53
3.1 Description des méthodes de caractérisation chimique 53
3.1.1 Analyse chimique totale des solides et des liquides 53
3.1.2 Détermination des sulfates solubles dans le solide 54
3.1.3 Détermination de la teneur en silice dans le solide 54
3.1.4 Détermination de la teneur en carbone inorganique 55
3.1.5 Détermination du potentiels de neutralisation par les essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) et du carbone inorganique 55
3.2 Description des méthodes de caractérisation physique 56
3.2.1 Analyse granulométrique des solides 56

3.2.2 Surface spécifique des solides 57
3.2.3 Densité relative des grains solides 57
3.3 Description des méthodes de caractérisation minéralogique 58
3.3.1 Minéralogie par diffraction des rayons-X 58
3.3.2 Minéralogie au microscope électronique à balayage 59
3.4 Description des essais utilisés 61
3.4.1 Réacteur de Soxhlet 61
3.4.2 Mini-cellules d'altération 66
3.5 Résultats des caractérisations des matériaux étudiés 68
3.5.1 Propriétés chimiques et environnementales des matériaux 69
3.5.2 Propriétés physiques des matériaux 72
3.5.3 Propriétés minéralogiques des matériaux par DRX 73
3.5.4 Propriétés minéralogiques de l'ankérite par MEB 76
CHAPITRE 4 COMPARAISONS DES APPROCHES DE DÉTERMINATION DU PN 79
4.1 Détermination des potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide des matériaux initiaux 80
4.1.1 Potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide déterminés selon la méthode de Kwong (1993) 80
4.1.2 Potentiels minéralogiques de neutralisation selon la méthode de Lawrence et Scheske (1997) 83
4.1.3 Potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide selon la méthode de Paktunc (1999a, b) 86
4.1.4 Sommaire des résultats obtenus à l'aide des essais statiques minéralogiques et chimiques 88
4.2 Comparaison entre le l'approche de Lawrence et Scheske (1997) et les méthodes chimiques 94
4.3 Comparaison entre les approches de Paktunc (1999a, b) et les méthodes chimiques 99

4.4 Comparaison du PNN de Kwong (1993) et des PNN chimiques 104
4.5 Comparaison des méthodes minéralogiques entre elles 110
4.6 Comparaison avec le critère de Day et *al.* (1997) 113
4.7 Sommaire de la comparaison des approches de détermination du PN 116
4.7.1 Résultats obtenus 116
4.7.2 Comparaison avec des résultats tirés de la littérature 118
4.7.3 Sommaire de la comparaison entre les différents essais statiques 124
CHAPITRE 5 EFFET DE L'ALTÉRATION DES MINÉRAUX SUR LES RÉSULTATS DES ESSAIS STATIQUES 129
5.1 Évolutions minéralogiques en réacteurs de Soxhlet 130
5.1.1 Rejet UQ-8 131
5.1.2 Rejet GRE-M1 134
5.1.3 Rejet LAR-M3 137
5.1.4 Rejet MAT-M1 139
5.1.5 MAT-M2 142
5.1.6 Sommaire de l'effet de l'altération en réacteur de Soxhlet sur les résultats des essais statiques 145
5.2 Composition chimique des solutions extraites des mini-cellules d'altération 148
5.2.1 Rejet UQ-8 150
5.2.2 Rejet GRE-M1 151
5.2.3 Rejet LAR-M3 153
5.2.4 MAT-M1 154
5.2.5 MAT-M2 155
5.2.6 Évolution de la minéralogie avant et après les essais en mini-cellules d'altération 156
5.2.7 Évolution du potentiel de génération d'acide avant et après les essais en mini-cellule d'altération 158

5.2.8 Évolution de la composition chimique avant et après les essais en mini-cellules d'altération 164
5.2.9 Sommaire de l'effet l'altération des rejets en mini-cellule d'altération 166
CHAPITRE 6 VARIATIONS MINÉRALOGIQUES ET TAUX DE RÉACTION EN MINI-CELLULES D'ALTÉRATION 169
6.1 Évolution minéralogique durant les essais en mini-cellules d'altération 169
6.1.1 Calculs des épuisements minéralogiques 169
6.1.2 Épuisement des minéraux durant les essais en mini-cellules d'altération 178
6.2 Taux de réaction apparents des minéraux dans les mini-cellules d'altération 192
CHAPITRE 7 CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS 201
RÉFÉRENCES 208
ANNEXES 224

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1.1 : Liste des principaux essais statiques disponibles 12

Tableau 2.1 : Principaux minéraux impliqués dans le DMA (Plumlee, 1999 et Jambor, et al., 2000) 16

Tableau 2.2 : Quantité de HCl à ajouter selon le résultat du test de fizz 20

Tableau 2.3 : Quantité de HCl à ajouter selon le résultat du test de fizz 22

Tableau 2.4 : Comparaison des méthodes statiques classiques de prédiction 32

Tableau 2.5 : Valeurs limites suggérées dans l'interprétation des essais statiques par différents auteurs, pour différents essais 35

Tableau 2.6 : Interprétation des résultats du test NAG (EGi Pty Ltd., 2000) 39

Tableau 2.7 : Classification des minéraux selon leur réactivité relative (Kwong, 1993, d'après Sverdrup, 1990) 41

Tableau 2.8 : Facteurs stœchiométriques de quelques minéraux (Paktunc, 1999a) 47

Tableau 2.9 : Comparaisons entre les méthodes minéralogiques de détermination du PN et du PA 48

Tableau 3.1 : Composition chimique des résidus miniers étudiés 69

Tableau 3.2 : Résultats des essais statiques de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) (PN, PA, PNN, PN/PA) et par le carbone inorganique (PNC, PNNC, PNC/PA) 70

Tableau 3.3 : Caractéristiques physiques des matériaux étudiés 73

Tableau 3.4 : Composition minéralogique déterminée par DRX 74

Tableau 3.5 : Détermination des compositions de l'ankérite dans les matériaux étudiés (n : nombre d'analyses effectuées) 77

Tableau 4.1 : Énumération des différents essais statiques étudiés dans ce travail 79

Tableau 4.2 : Potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide des matériaux étudiés déterminés par la méthode de Kwong (1993) 81

Tableau 4.3 : Déterminations minéralogiques des potentiels de neutralisation de Lawrence et Scheske (1997) pour les matériaux étudiés (toutes les valeurs sont en kg $CaCO_3$/t) 84

Tableau 4.4 : Déterminations minéralogiques des potentiels de neutralisation de Paktunc (1999a, b) calculés pour les 5 rejets de concentrateur étudiés (toutes les valeurs sont en kg $CaCO_3$/t) 87

Tableau 4.5 : Résumé des résultats obtenus pour les différentes méthodes minéralogiques et chimiques de détermination des potentiels de neutralisation et de génération d'acide sur les matériaux étudiés (tous les résultats sont en $CaCO_3$/t) 89

Tableau 4.6 : Comparaisons des différents rapports PN/PA chimiques et minéralogiques 92

Tableau 4.7 : Comparaison des verdicts des différents essais statiques utilisés sur les matériaux étudiés 118

Tableau 4.8 : Comparaison de l'utilisation des différents essais statiques étudiés pour des rejets de concentrateurs à faible potentiel de génération d'acide 125

Tableau 5.1 : Comparaison des évolutions des différents paramètres considérés dans les essais en réacteur de Soxhlet 146

Tableau 5.2 : Quantité restante de minéraux déterminés par DRX 157

Tableau 5.3 : Résultats des essais statiques initiaux et au démantèlement des mini-cellules d'altération 159

Tableau 5.4 : Pourcentages restants des potentiels de neutralisation et de génération d'acide dans les essais en mini-cellules d'altération sur les rejets étudiés 163

Tableau 5.5 : Pourcentages restants des éléments chimiques durant les essais en mini-cellules d'altération sur les solides et déduits des lixiviats 164
Tableau 6.1 : Description des traceurs utilisés dans les calculs minéralogiques pour le rejet UQ-8 en mini-cellules 173
Tableau 6.2 : Exemple de calcul des caractéristiques du silicate neutralisant moyen pour le matériel GRE-M1 176
Tableau 6.3 : Description des traceurs utilisés dans les calculs minéralogiques pour GRE-M1 en mini-cellules 177
Tableau 6.4 : Comparaison des épuisements minéralogiques déterminés par DRX et par la méthode des traceurs chimiques 189
Tableau 6.5 : Taux de réaction apparents des minéraux considérés dans les essais en mini-cellules d'altération 194
Tableau 6.6 : Taux de réaction apparents normalisés des minéraux considérés dans les essais en mini-cellules d'altération 196
Tableau 6.7 : Taux de réaction apparents relatifs à la calcite 198
Tableau A.1 : Caractérisations chimiques des solides générés en réacteur de Soxhlet avec battements et séchages 234
Tableau A.2 : Caractérisations chimiques des liquides générés en réacteur de Soxhlet avec battements et séchages 235
Tableau A.3 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour UQ-8 237
Tableau A.4 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour GRE-M1 237
Tableau A.5 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour LAR-M3 238
Tableau A.6 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour MAT-M1 238

Tableau A.7 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour MAT-M2 239
Tableau A.8 : Compositions chimiques initiales et post-démantèlement par ICP-AES des essais en mini-cellules d'altération 240
Tableau A.9 : Quantifications minéralogiques initiales et post-démantèlement par DRX des essais en mini-cellule d'altération 241

LISTE DES FIGURES

Figure 1.1 : Fosse à ciel ouvert de la mine Doyon, Abitibi-Témiscamingue, Québec, Canada (photo : Chaire industrielle CRSNG Polytechnique-UQAT) 1

Figure 1.2 : Schématisation d'une exploitation minière souterraine (Aubertin et al, 2002) 2

Figure 1.3 : Halde à stériles de la mine Laronde, Québec, Canada (photo : Chaire industrielle CRSNG Polytechnique-UQAT) 3

Figure 1.4 : Déversement de rejets de concentrateur dans le parc à rejets, mine Laronde, Québec, Canada (photo : Chaire Industrielle CRSNG Polytechnique-UQAT) 4

Figure 1.5 : Schématisation des différentes phases de formation du DMA par l'oxydation de la pyrite (tiré d'Aubertin et al., 2002, d'après Kleinmann et al., 1981) 7

Figure 1.6 : Tamponnage du pH par les minéraux neutralisants à différentes étapes de la génération d'acide par les minéraux sulfureux (Blowes et al., 2003) 9

Figure 2.1 : Exemple de zones d'interprétation des résultats des essais statiques par les critères de rapport PN/PA (tirée d'Aubertin et al., 2002) 38

Figure 3.1 : Principe de la microscopie électronique à balayage (inspirée de Ammou, 1989) 59

Figure 3.2 : Poire de diffusion du faisceau incident d'électrons (inspirée de Ammou, 1989) 60

Figure 3.3 : Essai en réacteur de Soxhlet avec battements de nappe (a : vue globale du réacteur de Soxhlet; b : vue rapprochée sur la chambre à échantillon) 63

Figure 3.4 : Illustration de l'oxydation des sulfures en relation avec les cycles de mouillage et séchage (tirée de Aubertin et al., 2002) 65
Figure 3.5 : Mini-cellule utilisée dans le cadre de ce travail 66
Figure 3.6 : Courbes granulométriques cumulées des matériaux étudiés 72
Figure 4.1 : Comparaison des PN de Lawrence et Scheske et des PN de Sobek modifiés par Lawrence et Wang (1997) pour les rejets initiaux des essais 95
Figure 4.2 : Comparaison des PN de Lawrence et Scheske (1997) et des PNC chimiques pour les matériaux initiaux des essais 97
Figure 4.3 : Comparaison des PN de Lawrence et Scheske et des PNC chimiques corrigés pour les matériaux initiaux des essais 99
Figure 4.4 : Comparaison entre les PA minéralogiques de Paktunc (1999a et b) et les PA chimiques 100
Figure 4.5 : Comparaison des PNC minéralogiques de Paktunc et des PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les rejets initiaux des essais 101
Figure 4.6 : Comparaison des PNC minéralogiques de Paktunc (1999b) et des PNC chimiques corrigés pour la présence de sidérite pour les rejets initiaux des essais 102
Figure 4.7 : Mise en évidence du lien entre la surestimation du PNC chimique par rapport au PNC de Paktunc (1999b) et la teneur en ankérite 103
Figure 4.8 : Comparaison des PNNC de Paktunc (1999b) et des PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les matériaux initiaux des essais 104
Figure 4.9 : Comparaison entre le PNN minéralogique de Kwong (1993) et le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les matériaux initiaux des essais (a : tous les rejets; b : sans UQ-8) 105

Figure 4.10 : Comparaison des paramètres « a » et « b » de la méthode de Kwong (1993) et des PN et PA de la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) 107

Figure 4.11 : Mise en évidence des zones d'accord et de désaccord sur la nature génératrice des matériaux entre les méthodes de Kwong (1993) et de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) 108

Figure 4.12 : Comparaison entre le PNN minéralogique de Kwong (1993) et le PNNC corrigé pour les matériaux initiaux des essais 109

Figure 4.13 : Comparaison entre les PNN minéralogiques de Kwong et ceux de Lawrence-Scheske pour les matériaux initiaux des essais 110

Figure 4.14 : Comparaison entre les PNN de Kwong (1993) et les PNNC de Paktunc (1999b) pour les rejets initiaux (la régression ne tient pas compte de LAR-M3)..... 111

Figure 4.15 : Comparaison entre les PNN de Lawrence-Scheske (1997) et les PNNC de Paktunc (1999b) pour les rejets initiaux des essais 112

Figure 4.16 : Relation existant entre le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) et les teneurs des éléments calcium, magnésium et manganèse dans les matériaux étudiés..... 115

Figure 4.17 : Comparaison des différents résultats obtenus en essai statique sur les rejets étudiés 117

Figure 4.18 : Comparaison des résultats obtenus par Lawrence et Scheske (1997) dans la comparaison de leur méthode et celle du PN de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) 119

Figure 4.19 : Comparaison entre la relation obtenue par Paktunc (1999b) et les résultats des matériaux étudiés ici pour les PNC de Paktunc (1999b) et les PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)..... 120

Figure 4.20 : Comparaison entre les PNC (carbone inorganique) et les PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) obtenus par

Kwong et Ferguson (1997) pour des rejets de concentrateurs et pour les matériaux étudiés ici 123

Figure 5.1 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec cycles de battements et séchages sur UQ-8 132

Figure 5.2 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur UQ-8 133

Figure 5.3 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur GRE-M1 134

Figure 5.4 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur GRE-M1 136

Figure 5.5 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur LAR-M3 137

Figure 5.6 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur LAR-M3 138

Figure 5.7 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur MAT-M1 140

Figure 5.8 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur MAT-M1 141

Figure 5.9 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur MAT-M2 142

Figure 5.10 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur MAT-M2 144
Figure 5.11 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel UQ-8 150
Figure 5.12 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel GRE-M1 152
Figure 5.13 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel LAR-M3 153
Figure 5.14 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel MAT-M1 154
Figure 5.15 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel MAT-M2 155
Figure 6.1 : Schématisation des étapes de calculs minéralogiques utilisés durant les essais en mini-cellules d'altération 171
Figure 6.2 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur UQ-8 179
Figure 6.3 : Évolution des résultats des essais statiques durant l'essai en mini-cellule d'altération sur UQ-8 179
Figure 6.4 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur GRE-M1 181
Figure 6.5 : Évolution des propriétés environnementales durant l'essai en mini-cellule d'altération sur GRE-M1 181
Figure 6.6 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur LAR-M3 183
Figure 6.7 : Évolution des résultats des essais statiques durant l'essai en mini-cellule d'altération sur LAR-M3 183
Figure 6.8 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur MAT-M1 185

Figure 6.9 : Évolution des résultats des essais statiques durant l'essai en mini-cellule d'altération sur MAT-M1 185

Figure 6.10 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur MAT-M2 187

Figure 6.11 : Évolution des propriétés environnementales durant l'essai en mini-cellule d'altération sur MAT-M2 187

Figure 6.12 : Évolution des taux de réaction de la pyrite (a) et de la calcite (b) obtenus en mini-cellule d'altération 199

Figure A.1 : Réacteur de Soxhlet avec battement de nappe (a : réacteur classique, b :, rapprochée sur le réacteur de la variante classique, c : vue rapprochée sur le réacteur de la variante avec battements de nappe) 227

Figure A.2 : Épuisements des éléments d'intérêt dans les essais en réacteur de Soxhlet sur UQ-8. A) Ca+Mg+Mn dans les solides, B) S total et sulfure dans les solides et C) S et Ca+Mg+Mn dans les lixiviats 229

LISTE DES SIGLES ET ABBRÉVIATIONS

ABA :	acid-base accounting.
ASTM :	American Society for Testing and Materials
an :	année [T]
BCR :	British-Columbia Research, ou B.-C. Research
BET :	Brunauer, Emmett et Teller
c_i :	somme des coefficients stoechiométriques des cations non oxydables
cm :	centimètre [L]
CIPW :	Cross, Iddings, Pirsson, Washington
Dr :	densité relative
Dx :	diamètre correspondant à x % volumique cumulé sur la distribution granulométrique [L]
DMA :	drainage minier acide
DRX :	diffraction des rayons-X
Eh :	potentiel d'oxydoréduction par rapport à l'ENH
ENH :	électrode normale à l'hydrogène
f :	fonction
g :	gramme [M]
h :	heure [T]
ICP-AES :	Inductively Coupled Plasma Atomic Emission Spectroscopy
IKD :	International Kinetic Database
ISD :	International Static Database
j :	jours [T]
kg :	kilogramme [M]
L :	litre [L^3]
LSLNP :	Low Sulfide, Low Neutralisation Potential
m :	mètre [L]
M :	molarité (mol/L) [ML^{-3}]

ml :	millilitre [L^3]
MEB :	microscope électronique à balayage
MEND :	Mine Environment Neutral Drainage
Mol :	mole [M]
N :	normal [ML^{-3}]
NAG :	net acid generation
NAGpHX :	génération nette d'acide au pH X
n/d :	non déterminé
PA :	potentiel de génération d'acide (kg $CaCO_3$/t)
PN :	potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t)
PNC :	potentiel de neutralisation des carbonates (kg $CaCO_3$/t)
PNC/PA :	rapport entre le PNC et le PA
PNN :	potentiel net de neutralisation (kg $CaCO_3$/t)
PNNC :	potentiel net de neutralisation des carbonates (kg $CaCO_3$/t)
PN/PA :	rapport entre le PN et le PA
ppm :	partie par million
R^2 :	coefficient de corrélation
R_i :	taux de réaction du minéral i (mol minéral/g/jour)
S_s :	surface spécifique (m^2/g) [L^2M^{-1}]
$S_{sulfure}$:	soufre sous forme sulfure
$S_{sulfate}$:	soufre sous forme sulfate
S_{total} :	soufre total
SRK :	Steffen, Robertson et Kristen
t :	tonne métrique [M]
UQAT :	Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue
URSTM :	Unité de recherche et de service en technologie minérale
% p/p :	pourcentage massique
% v/v :	pourcentage volumique
µm :	micromètres ou microns [L]

µMho :	micro-mho (unité de conductivité)
°C :	Température en degrés Celsius [Θ]

LISTE DES ANNEXES

A. ANNEXES 224
A.1 Détermination de la variante du réacteur de Soxhlet à utiliser 224
A.2 Résultats détaillés des essais réacteurs de Soxhlet 233
A.2.1 Caractérisations chimiques des solides 234
A.2.2 Caractérisations chimiques des solides 235
A.3 Résultats complets obtenus en mini-cellule d'altération 236
A.3.1 Caractérisations chimiques des lixiviats 237
A.3.2 Caractérisations chimiques du démantèlement. 240
A.3.3 Compositions minéralogiques du démantèlement. 241

CHAPITRE 1

INTRODUCTION

1.1 Les rejets de l'industrie minière

L'industrie minière est l'un des secteurs les plus importants de l'économie québécoise et canadienne. L'extraction de métaux du sous-sol peut se faire principalement de deux façons : soit par une fosse à ciel ouvert ou par une exploitation par galeries souterraines. Les figures 1.1 et 1.2 montrent respectivement une fosse à ciel ouvert et un schéma d'exploitation minière souterraine.

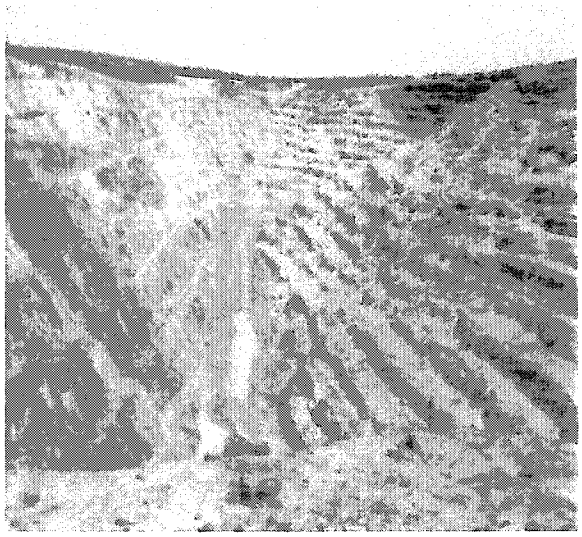


Figure 1.1 : Fosse à ciel ouvert de la mine Doyon, Abitibi-Témiscamingue, Québec, Canada (photo : Chaire industrielle CRSNG Polytechnique-UQAT)

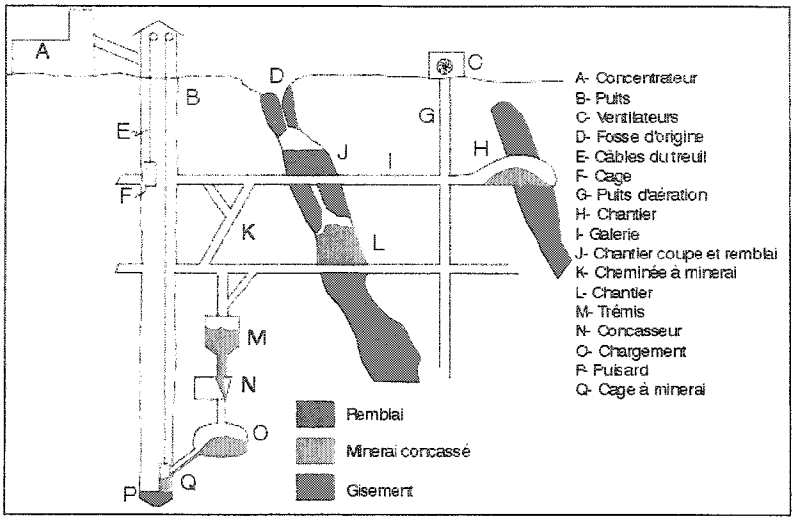


Figure 1.2 : Schématisation d'une exploitation minière souterraine (Aubertin et *al*, 2002)

Un important type de rejet solide généré par les mines, autant pour les exploitations à ciel ouvert que souterraines, est la roche stérile. La roche stérile est la roche qu'il est nécessaire d'extraire afin d'avoir accès aux gisements. Elle ne possède que très peu ou pas de valeur commerciale et la taille des matériaux la composant varie de quelques micromètres à plus d'un mètre (Aubertin et *al.*, 2002; Martin, 2003; Gamache-Rochette, 2004). Elle est habituellement stockée dans des aires d'accumulation appelées haldes à stériles. Ces dernières peuvent contenir d'impressionnants volumes de matériaux. Par exemple, la mine Goldstrike (appartenant à Barrick Gold et située au Nevada, États-Unis) possède des haldes à stériles qui couvraient, en octobre 2001, plus de 1 000 hectares et avaient une hauteur maximale de 200 mètres (Martin, 2003). Il s'agit là d'un des empilements de stériles les plus importants de la planète. La figure 1.3 montre un exemple de halde à stériles d'une mine souterraine québécoise (la mine Laronde) d'envergure importante, mais tout de même nettement moindre que celle de la mine Goldstrike.

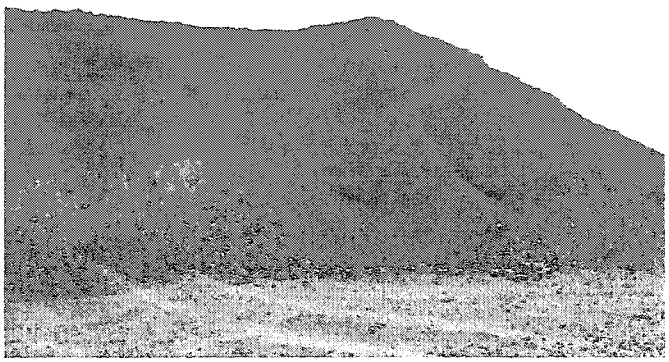


Figure 1.3 : Halde à stériles de la mine Laronde, Québec, Canada (photo : Chaire industrielle CRSNG Polytechnique-UQAT)

Les rejets de concentrateur sont un autre important type de rejet minier solide produit durant l'exploitation d'une mine. Ces derniers sont composés de la fraction du minerai extrait de la mine dont les minéraux à valeur commerciale ont été enlevés au concentrateur. La granulométrie des rejets de concentrateur est plutôt fine et rappelle celle d'un silt (Vick, 1983; Aubertin et *al.*, 1996, 2002). Les rejets de concentrateur sont habituellement transportés sous forme de pulpe (15 à 45 % solide) vers une aire d'accumulation appelée parc à rejets de concentrateur (ou parc à résidus). La figure 1.4 montre un exemple de rejets de concentrateur déversés dans un parc sous forme de pulpe. Plus de détails concernant l'entreposage des rejets miniers (autant les stériles que les rejets de concentrateur) peuvent être trouvés dans la littérature (e.g. Vick, 1983; Ritcey, 1989; Aubertin et *al.*, 2002).



Figure 1.4 : Déversement de rejets de concentrateur dans le parc à rejets, mine Laronde, Québec, Canada (photo : Chaire Industrielle CRSNG Polytechnique-UQAT)

1.2 Drainage minier acide

Le drainage minier est le résultat de la circulation des eaux tant de surface que souterraines à travers les composantes d'un site minier, tels les galeries de mines, les parcs à rejets de concentrateur ou les haldes de stériles (Aubertin et *al.*, 2002). Il existe plusieurs classes de drainage minier (Morin et Hutt, 1997), dont le drainage minier acide, ou DMA. Ce dernier est caractérisé par un pH faible (pH < 6), une acidité élevée de même que des teneurs élevées en métaux et en sulfates dans l'eau. Le DMA résulte de l'oxydation naturelle de minéraux sulfureux exposés à l'air et à l'eau (Aubertin et *al.*, 2002).

Le DMA est un phénomène naturel retrouvé à plusieurs endroits sur le globe. Il est susceptible d'apparaître non seulement dans les opérations minières, mais aussi partout où des roches contenant des minéraux sulfureux sont exposées à l'air et à l'eau (Nordstrom et Alpers, 1999). Le phénomène du DMA est, par exemple, déjà apparu dans des ouvrages de génie civil telles des routes et des zones remblayées pour la

construction de pistes d'aéroports. Cependant, les opérations minières sont particulièrement concernées par le DMA, dans la mesure où ces dernières sont susceptibles d'exposer aux conditions atmosphériques d'importantes quantités de matériaux sulfureux (Aubertin et *al.*, 2002). Les rejets de concentrateur et les stériles miniers sont d'autant plus susceptibles de générer du DMA qu'ils sont composés de roches fragmentées broyées, exposant ainsi aux conditions atmosphériques d'importantes surfaces de grains de minéraux sulfureux. Comme les réactions de génération du DMA ont lieu à la surface des grains, cette grande disponibilité de surfaces minérales amplifie les processus de génération de DMA (Jambor, 2003).

Le DMA est de loin le problème environnemental le plus important auquel est confrontée l'industrie minière canadienne (SRK, 1991, Morin et Hutt, 1997). De graves impacts écologiques sont constatés sur plusieurs sites miniers abandonnés générateurs de DMA au Canada et ailleurs dans le monde.

1.2.1 Oxydation des minéraux sulfureux

Le drainage minier acide est le résultat de l'oxydation des minéraux sulfureux exposés à l'air et à l'eau. L'oxydation des minéraux sulfureux libère des ions H^+, qui acidifient l'eau et en abaissent le pH. Cette baisse de pH augmente la solubilité de plusieurs métaux tels le plomb, le cadmium, l'arsenic, le cobalt, le mercure, le fer, le zinc, le cuivre, le manganèse et le nickel, pour n'en nommer que quelques-uns. L'acidité et la présence de métaux lourds dans les effluents miniers peuvent affecter de façon très négative les écosystèmes en place.

Les principaux minéraux sulfureux trouvés dans les mines canadiennes et qui sont responsables du DMA sont, par ordre d'importance, la pyrite et la pyrrhotite (Aubertin et *al.*, 2002). Ces minéraux peuvent subir l'oxydation de façon directe par l'eau et l'oxygène, tel qu'illustré à l'équation suivante (cas de la pyrite) :

$$FeS_2 + 7/2O_2 + H_2O \rightarrow Fe^{2+} + 2SO_4^{2-} + 2H^+ \quad [1.1]$$

La pyrite et la pyrrhotite peuvent aussi subir une oxydation indirecte par le fer ferrique en solution. En effet, le fer ferreux libéré par l'oxydation de la pyrite ou de la pyrrhotite peut être oxydé par l'oxygène en fer ferrique (équation 1.2). À des pH suffisamment élevés, le fer ferrique précipite sous forme d'hydroxyde en libérant d'avantage d'acide dans l'eau (équation 1.3). Une fois le pH suffisamment bas (pH<3), le fer ferrique ne précipite plus et demeure en solution, lui permettant d'oxyder directement les sulfures (équation 1.4, cas de la pyrite) :

$$Fe^{2+} + 1/4O_2 + H^+ \rightarrow Fe^{3+} + 1/2H_2O \quad [1.2]$$

$$Fe^{3+} + 3H_2O \rightarrow Fe(OH)_3 + 3H^+ \quad [1.3]$$

$$FeS_2 + 14Fe^{3+} + 8H_2O \rightarrow 15Fe^{2+} + 2SO_4^{2-} + 16H^+ \quad [1.4]$$

Les dernières équations (1.2 à 1.4) sont souvent combinées afin de donner une équation globale de formation du DMA (cas de la pyrite) :

$$FeS_2 + 15/4O_2 + 7/2H_2O \rightarrow Fe(OH)_3 + 2H_2SO_4 \quad [1.5]$$

Les différentes phases de formation du DMA décrites par les équations 1.1 à 1.5 ont normalement lieu dans un ordre temporel logique, que l'on peut définir en trois phases (Kleinmann et *al.*, 1981). La figure 1.5 illustre ces différentes phases de formation du DMA, pour le cas de la génération d'acide par l'oxydation de la pyrite.

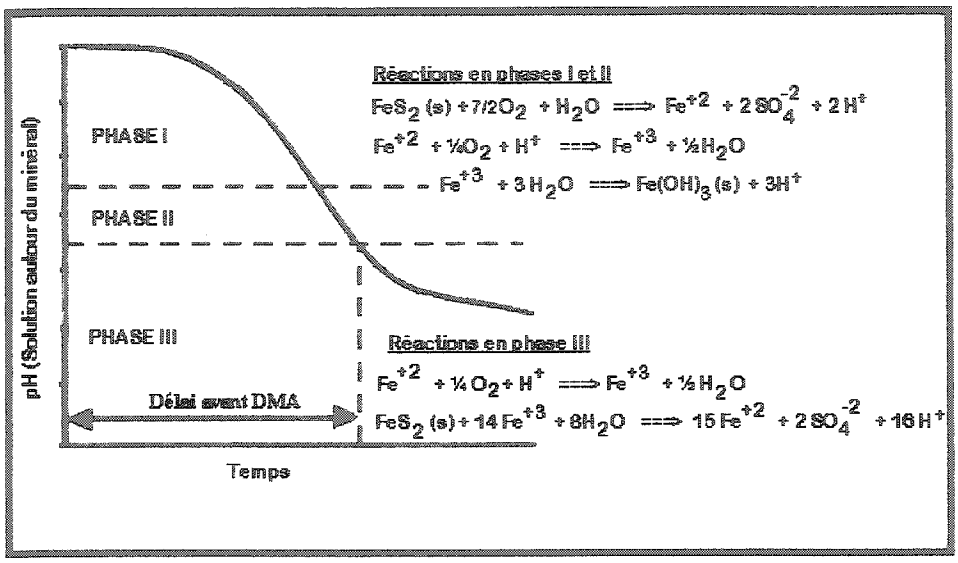


Figure 1.5 : Schématisation des différentes phases de formation du DMA par l'oxydation de la pyrite (tiré d'Aubertin et *al.*, 2002, d'après Kleinmann et *al.*, 1981)

On remarque sur la figure 1.5 que les deux premières phases de formation du DMA ont lieu à des pH suffisamment élevés, de sorte que le fer ferrique précipite sous forme d'hydroxyde et ne peut aller oxyder la pyrite. Après un certain temps, suffisamment d'acidité est générée pour que le pH soit abaissé et, ainsi, permettre l'oxydation indirecte de la pyrite par le fer ferrique. Il est aussi à remarquer que les premières phases de formation du DMA génèrent globalement 4 ions H^+ par mole de pyrite qui est oxydée (équation 1.1), alors qu'en phase 3 (oxydation indirecte), une mole de pyrite génère 16 moles d'ions H^+ (voir les équations sur la figure 1.5). La génération de DMA est donc un phénomène qui commence lentement et dont l'intensité s'accélère à mesure que les conditions s'approchent de la troisième phase. À ce moment, le phénomène de production d'acide devient très rapide.

Certaines bactéries peuvent jouer un rôle dans la production de DMA. Par exemple, les bactéries *Acidithiobacillus ferrooxidans* ont la capacité de catalyser la réaction d'oxydation du fer ferreux en fer ferrique (équation 1.2), et peuvent aussi oxyder le

soufre des minéraux sulfureux telles la pyrite et la pyrrhotite, à des pH inférieurs à 3,5 (Gould et Kapoor, 2003). Cette action, possible dans la phase 3 selon la figure 1.5, vient accélérer la production de DMA en oxydant directement la pyrite et en rendant davantage de fer ferrique disponible à l'oxydation de la pyrite à de bas pH. D'autres bactéries, telles *Leptospirillum ferrooxidans* (oxydation du fer ferreux en fer ferrique; équation 1.2) et *Acidithiobacillus thiooxidans* (oxydation directe du soufre des minéraux sulfureux) peuvent intervenir dans la production de DMA. Le lecteur intéressé à l'intervention des bactéries dans le drainage minier acide est invité à consulter les travaux de Mustin et *al.* (1992a et b), McIntosh et Groat (1997), Mills (1999), Nordstrom et Alpers (1999), Nordstrom (2000) et Gould et Kapoor (2003).

Les précédentes réactions chimiques d'oxydation de la pyrite se veulent une simplification des mécanismes de production d'acide. En réalité, l'oxydation de la pyrite est beaucoup plus complexe et passe par plusieurs d'étapes. Le lecteur intéressé peut consulter les références suivantes afin d'approfondir ses connaissances sur le sujet : Kleinmann et *al* (1981), Lowson (1982), Evangelou (1995) et Rimstidt et Vaughan (2003).

1.2.2 Neutralisation du drainage minier acide

En plus des minéraux pouvant générer de l'acide, les rejets miniers peuvent aussi contenir des minéraux possédant la capacité de neutraliser de l'acide. Les minéraux neutralisants les plus efficaces sont les carbonates, plus particulièrement la calcite ($CaCO_3$), la dolomite ($CaMg(CO_3)_2$) et l'ankérite ($(Ca_xMg_yMn_z)CO_3$ où $x+y+z=1$). La réactivité relative de ces carbonates est différente. En effet, Blowes et Ptacek (1994) affirment que la calcite est plus réactive que la dolomite, qui est elle-même plus réactive que l'ankérite. Les mécanismes de neutralisation de l'acide sulfurique (issu du DMA) par la calcite et la dolomite sont illustrés dans les équations suivantes (Aubertin et *al.*, 2002).

$$\text{Calcite} : 2CaCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow 2Ca^{2+} + 2HCO_3^- + SO_4^{-2} \quad [1.6]$$

$$\text{Dolomite} : CaMg(CO_3)_2 + H_2SO_4 \rightarrow Ca^{2+} + Mg^{2+} + 2HCO_3^- + SO_4^{-2} \quad [1.7]$$

D'autres carbonates, en plus de ceux déjà mentionnés, peuvent neutraliser l'acide généré par l'oxydation des minéraux sulfureux. De plus, certains minéraux dans la classe des hydroxydes ou des silicates peuvent aussi neutraliser le DMA. Les différents minéraux neutralisants possèdent des potentiels de neutralisations et des cinétiques de réaction différents. Ainsi, ces minéraux ont des capacités différentes de tamponner les eaux interstitielles à des pH différents (Blowes et *al.*, 2003). La figure 1.6 illustre la zone tampon couverte par quelques-uns de ces minéraux neutralisants lors de la génération d'acide par les minéraux sulfureux.

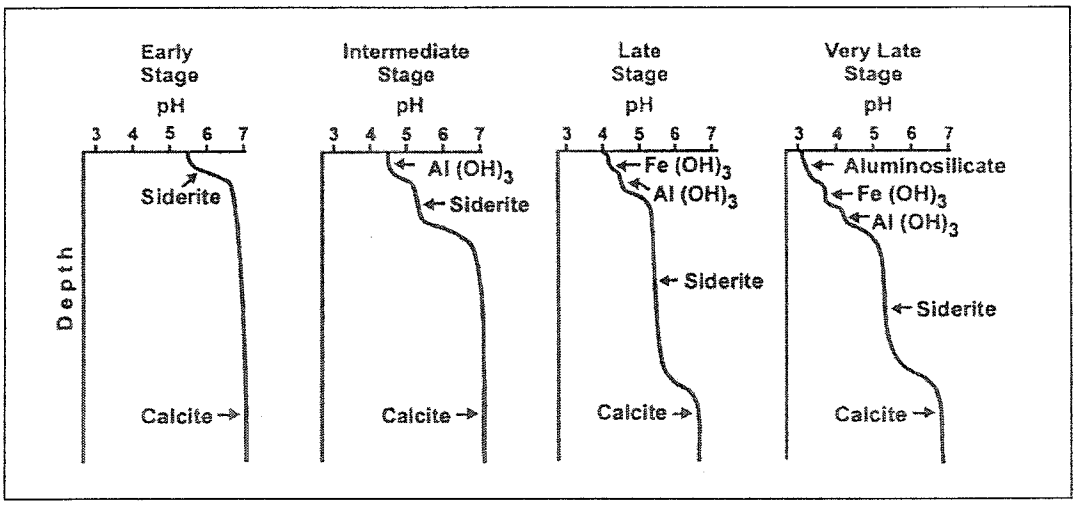


Figure 1.6 : Tamponnage du pH par les minéraux neutralisants à différentes étapes de la génération d'acide par les minéraux sulfureux (Blowes et al., 2003)

Comme l'oxydation des sulfures se fait en surface des parcs à résidus de concentrateur, l'acide sulfurique généré percole à travers les résidus et est neutralisé à différentes

profondeurs par les minéraux neutralisants. On remarque à la figure 1.6 que la neutralisation du DMA par les minéraux varie avec le temps mais, aussi, avec la profondeur dans les résidus de concentrateur. En effet, les carbonates (sidérite, calcite) sont les premiers minéraux tampons dans les résidus, et permettent de maintenir les pH entre 5 et 7 à la surface des aires d'accumulation de rejets de concentrateurs. Par la suite, lorsque les carbonates en surface sont épuisés, les hydroxydes de métaux ($Al(OH)_3$, $Fe(OH)_3$) sont impliqués dans la neutralisation, et permettent de tamponner le pH entre 4,0 et 5,5 en surface. Les carbonates plus profonds dans les aires d'accumulation permettent de ramener le pH à des valeurs entre 5 et 7 plus profondément dans les rejets. À des stades avancés de la génération d'acide, où les pH sont devenus très faibles (pH<4) en surface, les aluminosilicates sont également mis à profit dans la neutralisation d'acide. Les autres types de minéraux neutralisants toujours présents plus profondément permettent de graduellement ramener le pH à des valeurs respectivement entre 4,0 et 5,5 pour les hydroxydes et entre 5 et 7 pour les carbonates.

1.3 Prédiction du comportement environnemental des résidus miniers

En théorie, un rejet dont le potentiel de génération d'acide est supérieur au potentiel de neutralisation d'acide produira du DMA. En revanche, un rejet dont le potentiel de génération d'acide est inférieur à son potentiel de neutralisation ne devrait pas générer du DMA. Le gouvernement québécois oblige les compagnies minières à restaurer les sites miniers, y compris les aires d'accumulation de rejets de concentrateur, via la loi sur les mines (M-13.1). Le coût engendré par la restauration des résidus miniers générateurs d'acide est beaucoup plus élevé que pour des résidus miniers non problématiques du point de vue de la génération d'acide. En effet, on estime à environ 100 à 250 k$ par hectare le coût de restauration des résidus générateurs d'acide, par rapport à 2 à 18,5 k$ par hectare pour les sites non générateurs d'acide (Bussière et *al.*, 1999; Aubertin et *al.*, 2002,). Par conséquent, la prédiction du potentiel de génération d'acide des résidus miniers est une préoccupation majeure de l'industrie minière. Les

nombreux facteurs pouvant influencer la production de l'acide par les minéraux sulfureux et sa consommation par les minéraux neutralisants font en sorte que la prédiction du comportement géochimique des résidus miniers est très complexe.

Plusieurs outils de prédiction sont disponibles, afin de guider le choix des méthodes de restauration des résidus miniers. Ces outils peuvent être séparés en trois classes, soit les essais statiques, les essais cinétiques de prédiction de génération d'acide, et les outils mathématiques. Les essais statiques ont la particularité d'être généralement peu coûteux et rapides, donnant un verdict quant au potentiel de génération d'acide à l'intérieur de quelques heures. Ces derniers consistent en général à faire le bilan entre les espèces potentiellement génératrices d'acide et celles possédant potentiellement des capacités neutralisantes d'acide. Cependant, les essais statiques informent en général très peu (ou pas du tout) sur le comportement environnemental des rejets lorsqu'ils seront soumis aux conditions *in situ*.

En revanche, les essais cinétiques de prédiction donnent en général beaucoup plus d'informations utiles sur le comportement environnemental des résidus miniers que les essais statiques. En effet, les essais cinétiques permettent d'obtenir des informations telles que l'évolution du pH de drainage, l'identification de métaux pouvant être déchargés dans la nature par ces rejets et leurs concentrations, de même que certains autres paramètres de qualité de l'eau telle la conductivité. Par contre, les essais cinétiques nécessitent, quant à eux, de plusieurs jours à plusieurs semaines de travail avant de donner un verdict, et sont beaucoup plus coûteux que les essais statiques. Généralement, les deux types d'essais sont utilisés de façon complémentaire, c'est-à-dire que l'essai statique permet de prédire si le matériel sera générateur ou non, alors que l'essai cinétique permet de prédire à quel point la génération d'acide sera importante. On utilise aussi les essais cinétiques dans les cas où les résultats des essais statiques sont non concluants.

Les modèles mathématiques sont des outils informatiques prenant en compte un plus ou moins grand nombre de facteurs (physiques, chimiques et hydriques, par exemple) ayant un impact sur les processus menant à la formation de DMA. Ce type d'outil peut être très utile lors des simulations des scénarios de restauration de sites générateurs de DMA. On trouvera de plus amples informations sur les différents types de modèles mathématiques de prédiction du DMA dans Perkins et *al.* (1995).

Dans le cadre de cette étude, on s'attarde plus particulièrement aux essais statiques. Le tableau 1.1 identifie les principaux essais statiques disponibles.

Tableau 1.1 : Liste des principaux essais statiques disponibles

Méthodes de détermination du potentiel de génération d'acide	
Chimiques	***Minéralogiques***
Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	Kwong (1993)
Méthode du carbone inorganique	Lapakko (1994)
Day et *al.* (1997)	Kwong modifié par Li (1997)
Méthode statique de génération d'acde, ou *NAG test*	Lawrence et Scheske (1997)
B.C. Research initial, ou BCR (Duncan et Bruynesteyn, 1979)	Paktunc (1999a et 1999b)

On remarque que plusieurs essais statiques existent, chacun ayant ses particularités, avantages et inconvénients propres. Il existe pour les essais statiques une « zone » où la prédiction du comportement environnemental est problématique. Cette zone se trouve entre les deux extrêmes de prédiction, c'est-à-dire entre la zone de forte génération et de non génération évidente. On appelle cette zone problématique la « zone d'incertitude » ou encore la « zone grise ». Plusieurs auteurs ont tenté de définir la zone d'incertitude applicable aux résultats des essais statiques. Le lecteur intéressé par la zone d'incertitude est invité à consulter Ferguson et Morin (1991), Miller et *al.* (1991), Morin et Hutt (1994), Adam et *al.* (1997) et Price et *al.* (1997). Le sujet sera également abordé plus tard dans le mémoire au Chapitre 2.

Les rejets miniers sont généralement soumis aux essais statiques lors de la phase d'exploration, d'exploitation et de restauration (e.g. SRK, 1991; Aubertin et *al.*, 2002). Les résultats des essais statiques sont considérés comme étant constants dans le temps par les principaux utilisateurs. Cependant, comme les rejets de concentrateur évoluent à mesure que les différents minéraux générateurs et neutralisants d'acide sont altérés dans le parc à rejets, les propriétés de génération d'acide changent elles aussi. Dans le cas de rejets de concentrateur fortement générateurs d'acide ou encore non générateurs, l'altération des minéraux est peu susceptible de faire changer significativement le résultat des essais statiques. En revanche, les rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide sont beaucoup plus susceptibles de voir leurs résultats des essais statiques varier significativement à mesure qu'ils sont altérés dans le lieu d'entreposage. Cela signifie qu'un rejet de concentrateur pourrait être considéré initialement comme étant non générateur et, suite à l'altération dans le lieu d'entreposage, devenir générateur d'acidité (ou vice versa). Si la méthode de restauration a été sélectionnée à partir des essais sur des matériaux frais, il est possible que celle-ci ne soit plus adaptée après un certain nombre d'années.

1.4 Objectifs du projet

L'objectif principal de ce projet est de comparer la réponse des différents essais statiques et de vérifier l'impact de l'altération, pour des rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide. Les objectifs spécifiques sont les suivants :

- Comparer différents essais statiques chimiques et minéralogiques sur des rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide;
- Déterminer l'essai statique le plus approprié pour un rejet donné à faible potentiel de génération d'acide;

- Suivre les variations des compositions minéralogiques et des résultats des essais statiques pour des rejets de concentrateurs soumis à deux méthodes d'altération accélérée, soit le réacteur de Soxhlet et la mini-cellule d'altération;
- Évaluer la réactivité relative des minéraux impliqués dans la neutralisation et la génération d'acide pour des rejets faiblement générateurs d'acide;
- Identifier les types de rejets qui sont le plus susceptible de voir changer leurs résultats d'essais statiques dans le temps en raison de l'altération naturelle.

Afin d'atteindre les objectifs mentionnés ci-dessus, le mémoire est structuré de la façon suivante. Tout d'abord, on présente au Chapitre 2 une revue de la littérature concernant les différents essais statiques chimiques et minéralogiques de prédiction du potentiel de génération d'acide. Le Chapitre 3 montre les différentes méthodes de caractérisation physique, chimique et minéralogique employées dans le cadre de ce travail, de même que les résultats obtenus pour les caractérisations des cinq rejets de concentrateurs étudiés. On poursuit au Chapitre 4 avec les détails des calculs des potentiels de neutralisation d'acide des essais statiques minéralogiques. On y compare ensuite les résultats des différents essais statiques utilisés dans la caractérisation des rejets de concentrateur. Enfin, on y définit quel essai statique est le plus approprié dans le cas de rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide.

Au Chapitre 5, on présente l'effet de l'altération des rejets de concentrateur sur leurs compositions chimiques et sur les résultats des essais statiques chimiques et minéralogiques. On y montre aussi les résultats des différentes caractérisations effectuées sur les rejets de concentrateurs lors du démantèlement des essais en mini-cellules d'altération. Le Chapitre 6 enchaîne avec les variations minéralogiques de même que des résultats des essais statiques minéralogiques avec l'altération des rejets de concentrateur durant les essais en mini-cellules d'altération. On y détermine par la suite les réactivités relatives des différents minéraux impliqués dans la génération et la neutralisation d'acide pour les rejets de concentrateur étudiés. Enfin, le mémoire se

termine par le Chapitre 7, où sont présentées les conclusions tirées de ces travaux, et les principales recommandations afin de pousser plus loin cette étude.

CHAPITRE 2

REVUE DE LITTÉRATURE CONCERNANT LES ESSAIS STATIQUES

Cette section du mémoire présente les différents essais statiques recensés dans la littérature sur le sujet.

2.1 Description générale de l'essais statique

Le principe inhérent à tous les essais statiques consiste à faire le bilan du potentiel de génération d'acidité (PA) et du potentiel de neutralisation (PN) du matériel étudié. Le PA et le PN d'un matériel dépendent principalement des minéraux qui les composent. Un essai statique est un essai ponctuel dont le résultat n'est valable que pour le moment de l'analyse. Les minéraux peuvent être classés selon leur potentiel de génération ou de consommation d'acide. Les minéraux sulfureux sont considérés comme les principaux générateurs d'acidité (acidogènes), alors que les carbonates et les silicates sont habituellement identifiés comme les deux principales familles de minéraux neutralisants (acidivores) (Blowes et Ptacek, 1994; Jambor et Blowes, 1998). Le tableau 2.1 résume les principales espèces minérales (acidogènes et acidivores) impliquées dans le DMA.

Tableau 2.1 : Principaux minéraux impliqués dans le DMA (Plumlee, 1999 et Jambor, et *al.*, 2000)

Minéraux acidogènes		**Minéraux acidivores**			
		Carbonates		***Silicates***	
Pyrite	FeS_2	**Calcite**	$CaCO_3$	**Biotite**	$K(Mg,Fe)_3AlSi_3O_{10}(OH)_2$
Pyrrhotite	$Fe_{(1-x)}S$; $0<x<0,125$	**Dolomite**	$CaMg(CO_3)_2$	**Pyroxène**	$MxSi_2O_6$, où M=Mg, Ca,etc.
Chalcopyrite	$CuFeS_2$	**Magnésite**	$MgCO_3$	**Olivine**	$(Mg_{1,6}Fe_{0,4})(SiO_4)$
Arsénopyrite	$FeAsS_2$	**Chlorite**	$(Mg,Fe)_5Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_2$	**Anorthite**	$CaNaAl_2Si_2O8$
		Ankérite	$Ca(Fe,Mg,Mn)(CO_3)_2$	**Plagioclase**	$Na_{0,5}Ca_{0,5}Si_3AlO_8$

Afin de déterminer si un rejet minier, composé de différents minéraux, est générateur ou consommateur d'acide, on compare les valeurs du PA et du PN trouvées à l'aide d'un essai statique. La différence entre ces deux valeurs donne le potentiel net de neutralisation (PNN), et leur rapport (PN/PA) peut aussi être utilisé pour évaluer le potentiel générateur du matériel en question. On compare ces valeurs à des seuils globalement acceptées comme limites à la génération, afin de classer le matériel comme générateur ou non d'acide. Il existe différentes variantes aux tests statiques. Chacun de ces tests s'effectue dans des conditions physico-chimiques différentes, ce qui implique que les informations pouvant être tirées de chacun des tests diffèrent. Cela est surtout vrai dans le cas de matériels dont la nature génératrice est moins évidente, c'est-à-dire qu'ils ne sont ni très générateurs, ni très consommateurs d'acide (se situant dans la zone grise, qui sera définie plus loin). Lorsque la nature génératrice du matériel est très évidente, la plupart des tests permettront d'en arriver sensiblement à la même conclusion. La prochaine section présentera les différents essais statiques connus à ce jour.

2.2 Description des différentes approches chimiques

Dans la littérature, on retrouve différents types de tests qui ont été utilisés pour évaluer, à l'aide de tests simples, le potentiel de génération d'acide de matériaux miniers. Plusieurs rapports et articles font une revue des différents essais statiques : Duncan et Walden (1975), SRK (1991), MEND (1989), Miller et *al.* (1991), Adam et *al.* (1997), Bethum et *al.* (1997), Morin et Hutt (1997). On présente, dans les sections suivantes, un résumé des principales méthodes répertoriées.

2.2.1 Méthode du pH de pâte (Sobek et al., 1978)

Ce test est le point de départ de plusieurs analyses de prédiction du potentiel de génération d'acide. Il s'agit de mesurer le pH d'une pâte formée du matériel à étudier

que l'on amène au point de saturation en eau. L'auteur suggère de prendre 10 g de matériel passant un tamis de maille #60 (ou 250 µm). On homogénéise ensuite le mélange en s'assurant de la saturation en eau du matériel, et on mesure simplement le pH de l'eau du mélange. Aucun calcul n'est nécessaire. Un pH de pâte supérieur à 7 suggère la présence de carbonate dans le matériel, et on stipule habituellement qu'à ce niveau, le matériau est non générateur d'acide. Lorsque le pH de pâte est inférieur à 5, on suppose que le matériel a commencé à s'oxyder de façon significative et qu'il est générateur d'acide.

2.2.2 Méthode de Sobek et al.(1978)

La méthode de Sobek et *al.* (1978) utilise comme base du calcul du potentiel d'acidification la teneur en soufre total, considérant qu'il est entièrement sous forme de pyrite. La quantité maximale d'acide sulfurique pouvant être produite par la pyrite, donc le potentiel d'acidification maximal (ou PA), de même que la quantité de calcite nécessaire pour le neutraliser, sont calculées en se basant sur la réaction suivante :

$$FeS_2 + 15/4O_2 + 7/2H_2O \rightarrow Fe(OH)_3 + 2H_2SO_4$$
$$2CaCO_3 + 2H_2SO_4 \rightarrow 2CaSO_4 + 2CO_2 + 2H_2O$$

$$FeS_2 + 15/4O_2 + 3/2H_2O + 2CaCO_3 \rightarrow Fe(OH)_3 + 2CaSO_4 + 2CO_2 \qquad [2.1]$$

Selon cette formule, deux moles d'acide sulfurique (quatre moles de H^+) sont produites pour chaque mole de pyrite oxydée. Le PA est donné habituellement en unités de kg de calcite par tonne de matériel (i.e. de calcite nécessaire pour neutraliser l'acide produit par l'oxydation de la pyrite), et le calcul est fait selon l'équation suivante:

$$PA = 31{,}25 \times S\ (\%) \qquad [2.2]$$

où :

PA : potentiel d'acidification (kg $CaCO_3$/t matériel)

S (%) = pourcentage massique de soufre dans le matériel

31,25 = facteur de conversion $\left(31{,}25 = \frac{M_{CaCO_3}}{M_S} \times \frac{1000kg/t}{100\%} = 10 \times \frac{100g/mol}{32g/mol} \right)$

En ce qui concerne le PN, celui-ci est déterminé de la façon suivante : à 2 g de matériel (passant un tamis de maille #60, ou 250 µm) est ajoutée une quantité connue de HCl 0,1 N ou 0,5 N. Le normal (N) est une unité de concentration égale à un équivalent de soluté par litre de solution. Alors que la molarité (M) mesure le nombre de moles de réactif par litre de solution, le normal mesure le nombre d'équivalents de réactif dans le même volume. Par exemple, une concentration molaire de 1 mol/L (1 M) d'acide sulfurique H_2SO_4 représente deux équivalents de H^+ par litre, ou 2 N. De la même façon, 1 M d'acide chlorhydrique HCl égale 1 N de H^+. La solution est agitée et chauffée afin de s'assurer de la réaction complète des agents neutralisants dans le matériel. La solution est ensuite titrée jusqu'à pH 7 avec une solution de NaOH 0,1 N ou 0,5 N. Un titrage est l'ajout d'un réactif chimique, en l'occurrence NaOH 0,1 N, jusqu'à un point précis (ici, à un pH de 7) indiqué par la mesure en continu du pH du mélange. Plus de détails concernant ces notions de base de chimie peuvent être trouvés dans de nombreux volumes de chimie des solutions (e.g. Zumdahl, 1998).

Le PN d'un échantillon est ensuite calculé avec la formule suivante :

$$PN = \frac{50a[x - y(b/a)]}{c} \qquad [2.3]$$

où :

PN : potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t de matériel)

50 : facteur de conversion ($MCaCO_3$/2 car 2 moles de calcite par mole de pyrite)

a et b : normalités du HCl et du NaOH respectivement (N)

x et y : volumes des solutions de HCl et NaOH respectivement (mL)

c : masse de l'échantillon (g)

La quantité de HCl (paramètre x dans l'équation 2.3) à ajouter pour la réalisation du test est déterminée par une simple manipulation que l'on nomme « test de fizz ». Il s'agit de prendre une petite quantité du matériel, de lui ajouter quelques gouttes de HCl 33 % (une partie HCl concentré pour deux parties d'eau) et d'observer si des bulles de $CO_{2(g)}$ sont dégagées. La quantité de HCl à ajouter est fonction de l'intensité de l'effervescence : nulle, faible, modérée ou forte, comme indiqué dans le tableau 2.2.

Tableau 2.2 : Quantité de HCl à ajouter selon le résultat du test de fizz

Intensité du bouillonnement	HCl	
	Volume (mL)	*Normalité*
Nul	20	0,1
Faible	40	0,1
Modéré	40	0,5
Fort	80	0,5

Le potentiel net de neutralisation, PNN, est calculé par différence entre le PN et le PA :

$$PNN = PN - PA \qquad [2.4]$$

où :

PNN : potentiel net de neutralisation (kg $CaCO_3$/t de matériel)

PN : potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t de matériel)

PA : potentiel d'acidification (kg $CaCO_3$/t de matériel)

On peut aussi utiliser le rapport PN/PA pour caractériser le potentiel de génération d'acide du matériel :

$$\text{Rapport} = \text{PN/PA} \qquad [2.5]$$

L'interprétation des résultats des différents essais sera discutée à la section 2.3. Lawrence (1990) a suggéré une modification à cet essai statique. Cet auteur propose d'utiliser la même méthodologie, sans toutefois faire bouillir l'échantillon et en utilisant un pH final de titrage à 8,3. Cette modification permet de limiter la surestimation du PN. Il suggère aussi d'utiliser la teneur en $S_{sulfure}$ au lieu de la teneur en soufre total pour le calcul du PA. De cette façon, on évite de surestimer le PA pour des rejets contenant du $S_{sulfate}$. Cette version de l'essai de Sobek et *al.* (1978) ne sera toutefois pas approfondie dans le cadre de ce travail. On s'attardera plutôt à une autre modification, faite cette fois par Lawrence et Wang (1997) et présentée à la section 2.2.3.

2.2.3 Méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997)

La méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) est basée sur les mêmes fondements que la méthode de Sobek et *al.* (1978) originale. Le PN et le PA sont ici aussi déterminés en deux étapes distinctes. Les procédures diffèrent cependant de la méthode de Sobek et *al.* (1978).

Le PN est déterminé en ajoutant à 2 g du matériel à étudier (passant à 80 % un tamis de maille #200, ou 74 µm) une quantité connue de HCl 0,1 N ou 0,5 N, à température ambiante, durant 24 heures, avec agitation continue. La quantité excédentaire d'acide est titrée en retour par une solution de NaOH 0,1 N ou 0,5 N jusqu'à pH 8,3. La quantité et la concentration de HCl à ajouter sont, tout comme dans la méthode de Sobek et *al.* (1978), déterminées par un test de fizz. Cependant, on utilise dans la

méthode modifiée de Lawrence et Wang (1997) une concentration de HCl plus élevée (1,0N) que dans la méthode de Sobek et *al.* (1978). De plus, on procède ici à plusieurs ajouts de HCl : un ajout au départ du test et un ajout après 2 heures. Si nécessaire, on ajoute aussi du HCl après 22 heures d'essai, afin de ramener le pH de la pulpe entre 2,0 et 2,5. Si, après 22 heures d'essai, le pH de la pulpe est inférieur à 2,0, on doit reprendre l'essai avec un test de fizz moins agressif. Le tableau 2.3 montre les quantités de HCl 1,0N à ajouter dans cette méthode modifiée.

Tableau 2.3 : Quantité de HCl à ajouter selon le résultat du test de fizz

Intensité du bouillonnement	**Volume de HCl 1,0N (mL)**	
	début	***après 2 heures***
Nul	1,0	1,0
Faible	2,0	1,0
Modéré	2,0	2,0
Fort	3,0	2,0

Ce traitement est moins agressif que celui de la méthode de Sobek et *al.* (1978), car l'échantillon n'est pas soumis au chauffage et à l'ébullition. Dans un traitement trop agressif, on risque de faire réagir des minéraux neutralisants, qui ne réagiraient pas dans les conditions réelles d'un parc à résidus, par exemple des silicates, ce qui entraîne une surestimation du PN. En n'ayant pas recours au chauffage, la méthode modifiée vise à ne faire réagir que les carbonates intervenant normalement dans la neutralisation de l'acide formé dans les parcs à résidus. En réalité, Price et Yeager (2004) ont démontré que certains silicates sont dissous dans l'essai de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) malgré ces précautions, fort probablement à cause de la concentration d'acide qui est plus élevée dans cette méthode que dans la méthode de Sobek et *al.* (1978). La formule du calcul du PN est la même que celle de la méthode originale (Sobek et *al.*, 1978), c'est-à-dire l'équation 2.3.

Le PA se détermine de façon similaire à la méthode originale. Cependant, le soufre dans le matériel peut être présent sous forme de sulfure (S^{2-}) ou de sulfate (SO_4^{2-}). Comme seul le soufre sulfure est générateur d'acide, une meilleure approximation du PA consiste à utiliser la teneur en soufre sulfure plutôt que celle en soufre total :

$$PA = 31{,}25 \times S_{sulfure}(\%) \qquad [2.6]$$

où :

PA : potentiel d'acidification (kg $CaCO_3$/t de matériel)

$S_{sulfure}(\%)$: pourcentage massique de soufre sulfure dans le matériel

31,25 = facteur de conversion $\left(31{,}25 = \frac{M_{CaCO_3}}{M_S} \times \frac{1000 kg/t}{100\%} = 10 \times \frac{100 g/mol}{32 g/mol} \right)$

En général, on considère que le soufre total comprend le soufre sous forme sulfate et le soufre sous forme sulfure, selon l'équation suivante :

$$S_{total} = S_{sulfure} + S_{sulfate} \qquad [2.7]$$

où:

S_{total} : teneur totale en soufre (%)

$S_{sulfure}$: teneur en soufre sous forme sulfure (%)

$S_{sulfate}$: teneur en soufre sous forme de sulfates solubles (%)

En ne considérant que l'apport du soufre sulfure au PA, on évite de le surestimer. Comme l'expérience au laboratoire de l'URSTM montre que les erreurs relatives sur les valeurs de soufre total et de soufre sulfate sont respectivement de 5 % et de 7 %, on considère le même ordre de grandeur pour l'erreur relative sur les valeurs de PA. L'expérience du laboratoire montre que les valeurs de PN sont déterminées avec une

erreur absolue de ±2 kg $CaCO_3$/t pour un échantillon de contrôle de qualité ayant un PN d'environ 39 kg $CaCO_3$/t.

2.2.4 Méthode statique de génération d'acide nette, ou « NAG »

La méthode NAG statique (Miller et *al.*, 1997; EGi Pty Ltd., 2000), de l'anglais « static Net Acid Generation », donne une mesure directe du potentiel net de neutralisation sans avoir à effectuer l'analyse du soufre. Cette méthode est encore en développement. Il s'agit d'oxyder entièrement la pyrite contenue dans un échantillon et de ne considérer que les espèces neutralisantes qui auront réagi avec l'acide formé par l'oxydation. L'oxydant utilisé est le peroxyde d'hydrogène (H_2O_2) à 15 % v/v dans l'eau, dont on ajoute 250 ml à un échantillon de 2,5±0,1 g du matériel (passant à 80 % un tamis de maille 200, ou 74 µm). Une fois la réaction complétée, l'excès de peroxyde est évaporé par chauffage de l'échantillon à 110°C, jusqu'à disparition de l'effervescence inhérente à la réaction. Après refroidissement de la solution, on l'amène à 250 mL avec de l'eau déionisée, et le pH en est mesuré. Cette valeur de pH est le NAGpH. On titre ensuite la solution avec du NaOH 0,1 N ou 0,5 N jusqu'à pH 4,5 ou 7. La valeur obtenue avec titrage à pH 4,5 est le NAGpH4,5, et celle obtenue à pH 7, le NAGpH7. Le NAGpH4,5 tient compte de l'acidité résiduelle attribuable au fer et à l'aluminium, qui contribuent à l'acidité lors de la réaction formant les oxy-hydroxydes de fer et d'aluminium :

$$Fe^{3+} + 3H_2O \rightarrow Fe(OH)_3 + 3H^+ \qquad [2.8]$$

$$Al^{3+} + 3H_2O \rightarrow Al(OH)_3 + 3H^+ \qquad [2.9]$$

Le NAGpH7 tient compte des autres métaux, comme le cuivre et le zinc, qui réagissent de manière similaire à l'aluminium et au fer pour contribuer à l'acidité de l'échantillon. La valeur du NAG est calculée de la façon suivante (EGi Pty Ltd, 2000) :

$$NAG_{pHX} = \frac{50ab}{c} \qquad [2.10]$$

où :

NAGpHx : génération nette d'acide au pH X (kg $CaCO_3$/t de matériel)

50 : facteur de conversion ($MCaCO_3$/2 moles de H^+ par mole d'acide sulfurique)

a : normalité du NaOH (mol/L)

b : volume du NaOH ajouté pour atteindre le pH X (mL)

c : masse de l'échantillon (g)

2.2.5 Méthode B.C. Research Initial, ou « BCR » (Duncan et Bruynesteyn, 1979)

La méthode BCR, comme la méthode Sobek et *al.* (1978), permet de déterminer un PN et un PA en deux étapes distinctes. Elle permet les mêmes comparaisons entre le potentiel générateur d'acide du matériel et sa capacité à consommer cet acide.

Le PA est ici déterminé, comme dans la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), par un calcul basé sur la teneur en soufre sulfure.

$$PA = 31{,}25 \times S_{sulfure}(\%) \qquad [2.11]$$

où :

PA : potentiel d'acidification (kg $CaCO_3$/t de matériel)

$S_{sulfure}(\%)$: pourcentage massique de soufre sulfure dans le matériel

31,25 : facteur de conversion $\left(31{,}25 = \frac{M_{CaCO_3}}{M_S} \times \frac{1000kg/t}{100\%} = 10 \times \frac{100g/mol}{32g/mol}\right)$

Le PN est déterminé en titrant une pulpe formée de 10 g de matériel (passant à 70 % un tamis de maille 325, ou 44 µm) dans 100 mL d'eau jusqu'à pH 3,5 avec de l'acide

sulfurique. On brasse le mélange durant quinze minutes avant de commencer le titrage, et on note le pH obtenu au début du titrage « pH naturel ». Le titrage s'effectue avec de l'acide sulfurique 1,0 N. Le choix du point de fin de titrage à pH 3,5 est basé sur l'hypothèse suivante : au-dessus d'un pH de 3,5, les bactéries oxydant le soufre et le fer telles *Thiobacillus ferrooxidans* ne sont pas actives. Le PN est calculé de la façon suivante :

$$PN = \frac{50a}{b} \qquad [2.12]$$

où :

PN : potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t de matériel)

a : volume H_2SO_4 1,0 N (mL)

b : masse de l'échantillon (g)

50 : facteur de conversion ($MCaCO_3$/2 moles de H^+ par mole d'acide sulfurique)

2.2.6 BCR modifiée par Lapakko (1994)

La méthode que propose Lapakko (1994) est simplement de reprendre la même procédure que la B.C. Research initial, mais de titrer jusqu'à un pH de 6 au lieu d'un pH de 3,5 dans la détermination du PN. Il a choisi ce pH, car on vise généralement à maintenir l'alcalinité de l'eau au-dessus de cette limite dans les parcs à résidus miniers. Par conséquent, le PN disponible au-dessus de pH 6 représente la quantité d'acide qu'un rejet minier pourrait neutraliser afin de maintenir l'eau de drainage à une certaine qualité, ici pH 6. Il suggère que d'autres pH de titrage pourraient être choisis, selon la limite que l'on désire maintenir à un site particulier. L'auteur calcule le PA de la même façon que dans la méthode de BCR initiale.

2.2.7 PNC : méthode du carbone inorganique

La méthode du PNC considère que tout le carbone contenu dans les résidus miniers est situé dans les minéraux de type carbonate, famille la plus importante dans la neutralisation d'acide (Jambor et Blowes, 1998). Il s'agit donc de mesurer la teneur en carbone inorganique, que l'on rapporte parfois en dioxyde de carbone (CO_2) selon les laboratoires d'analyse, et de convertir cette valeur en kg $CaCO_3$/t pour avoir la mesure du potentiel de neutralisation du carbone inorganique, noté PNC (ou PNC_{inorg} dans certaines sources). Les calculs sont effectués selon les équations suivantes :

$$PNC = \%C_{inorg} \times \frac{M_{CaCO_3}}{M_C} \times \frac{1000kg/t}{100\%} = \%C_{inorg} \times 83{,}33 \qquad [2.13]$$

$$PNC = \%CO_2 \times \frac{M_{CaCO_3}}{M_{CO_2}} \times \frac{1000kg/t}{100\%} = \%CO_2 \times 22{,}74 \qquad [2.14]$$

où :

PNC : potentiel de neutralisation des carbonates (kg $CaCO_3$/t)

%i : teneur massique de « i » (% p/p)

M_i : masse molaire de i (g/mol)

Cette méthode comporte une interférence dans les cas où les matériaux étudiés contiennent des minéraux de type carbonate que contiennent des métaux hydrolysables comme le fer. Ces minéraux sont, par exemple, la sidérite ($FeCO_3$), un minéral non neutralisant (MEND, 1991), ou l'ankérite, dont la capacité de neutralisation est reliée à son contenu en fer. Il en est de même pour les autres carbonates contenant du fer. Comme l'erreur absolue sur les mesures de carbone inorganique est de ±0,1%, l'erreur absolue sur les PNC est d'environ ±8kg $CaCO_3$/t (83,33 x 0,1 %).

2.2.8 Propositions de Day et al. (1997) et Kwong (2000)

Kwong (2000) propose une autre méthode de prédiction du PN et du PA basée sur la chimie du matériel. Sa méthode, basée sur les travaux de Day et *al.* (1997), prend en considération les cations importants contenus dans les minéraux neutralisants, grâce à l'équation suivante :

$$PN = 2[Ca] + 2[Mg] + [K] + [Na] \qquad [2.15]$$

où :

PN : potentiel de neutralisation, en équivalents d'ions H+ neutralisés par kg

[i] : concentration du cation i (moles/kg)

Ce calcul est effectué à partir des résultats d'une analyse ICP-AES de la digestion du matériel dans l'eau régale. La digestion est la mise en solution des minéraux. L'eau régale est un mélange de HCl/HNO_3, typiquement dans un rapport de 3/1. Ce mélange forme du NOCl, un gaz très oxydant se formant en solution et s'évaporant graduellement, appuyant le mélange d'acides dans la mise en solution des minéraux.

Si d'autres cations, apparaissant d'habitude en traces, sont présents en quantité significative, ils peuvent être inclus dans l'équation 2.15 afin de les prendre en considération dans le calcul du PN. Kwong (2000) suggère de calculer le PA ainsi :

$$PA = 2(1 - r)[S] + 2[Fe] \qquad [2.16]$$

$$r = \sum \frac{[\text{métaux\_sulfurés}]}{[S]} \qquad [2.17]$$

où :

PA : potentiel de génération d'acide (éq. H^+/kg)

[i] : concentration de l'espèce i (moles/kg)
r : rapport molaire métaux/soufre dans les sulfures (métaux : Fe, Cu, Ni, Zn, etc.)

L'équation implique que le fer est considéré sous forme ferreuse. Cette hypothèse est réaliste, car les minéraux contenant du fer ferreux sont beaucoup plus susceptibles d'être dissous que ceux contenant du fer ferrique.

Comme la digestion à l'eau régale est beaucoup plus agressive que les conditions d'exposition à l'environnement qu'auront à subir les minéraux, la prédiction de Kwong (2000) donne une valeur conservatrice (*worst-case scenario*) de ce qui pourrait arriver dans la nature. Comme une analyse ICP-AES est environ dix fois moins coûteuse qu'une analyse ABA, l'auteur suggère qu'une corrélation soit établie entre ces deux analyses, afin de ne procéder que par ICP-AES pour déterminer le PN. Cependant, cette corrélation doit être spécifique à chaque site minier. Par contre, une corrélation entre les PA des deux méthodes ne servirait à rien, puisqu'il est calculé, et non déterminé en laboratoire, pour les deux méthodes.

2.3 Comparaisons entre les approches chimiques

Comme chaque test statique de prédiction utilise des conditions différentes d'opération, les minéraux ciblés par chaque méthode peuvent différer. Par conséquent, les résultats de PN et de PA obtenus par chaque essai peuvent aussi différer. De ce fait, les interprétations des résultats de chacun des tests sont différentes. Il faut définir les limites au-delà desquelles le matériel peut ou ne peut pas être classé comme générateur d'acide, et ce, pour chaque test utilisé.

2.3.1 Comparaison des différents essais

La méthode de Sobek et *al.* (1978) fournit un potentiel net de neutralisation, PNN, et un rapport, le PN/PA. Cependant, cette méthode utilise la teneur en S_{total} dans le calcul du PA, ce qui risque de mener à une surestimation du PA. De plus, le fait de chauffer l'échantillon dans la détermination du PN risque de faire réagir des minéraux qui sont neutralisants, en théorie, mais qui n'interviendront probablement pas dans les conditions normales d'un parc à résidus miniers. Citons en exemple le plagioclase, les pyroxènes et l'olivine (Lapakko 1994). Ainsi, le PN peut, lui aussi, être surestimé, ce qui amène une incertitude encore plus grande quant à la génération d'acide du matériel analysé par cette méthode.

La méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) permet de pallier quelque peu à ces désavantages. Premièrement, cette méthode utilise la teneur en $S_{sulfure}$ dans le calcul du PA, ce qui donne une évaluation plus réaliste du PA du matériel par rapport à celui donné par la méthode de Sobek et *al.* (1978). Deuxièmement, la méthode de détermination du PN n'utilise pas de chauffage, ce qui permet de réduire l'intervention des minéraux neutralisants qui ne réagiraient pas dans des conditions normales d'un parc à résidus miniers. Cette méthode évite donc de surestimer le PN.

La méthode BCR permet les mêmes interprétations que la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), bien que la méthode expérimentale soit un peu différente. Les deux méthodes se trouvent à température ambiante. Cependant, la méthode BCR ne demande pas d'ajouter d'acide au début du test, pour ensuite titrer jusqu'à un pH de 8,3 : elle ne demande qu'à brasser le résidu dans de l'eau pure durant un certain temps, pour ensuite titrer le mélange jusqu'à pH 3,5.

La méthode BCR modifiée par Lapakko (1994) permet encore davantage de pallier aux surestimations de la méthode de Sobek et *al.* (1978). En effet, le fait de ne considérer que le PN disponible au-dessus de pH 6 permet une estimation beaucoup plus réaliste

du PN, permettant de garder l'eau de drainage à un certain de niveau de qualité. Cette façon de faire permet de ne pas dissoudre de minéraux qui ne se dissolveraient pas dans les conditions d'un parc à résidus miniers dont l'eau est encore près de la neutralité. En fait, l'auteur considère que sa modification permet d'estimer le PN fourni seulement par les carbonates de calcium et de magnésium au-delà de pH 6.

La méthode du PNC permet les mêmes interprétations que la méthode de Sobek et *al.* (1978). Cependant, cette méthode ne tient aucunement en considération le potentiel de neutralisation des silicates et le PN peut être sous-estimée dans les cas où les silicates sont importants dans la neutralisation. Les carbonates contenant des métaux hydrolysables (comme le fer) sont une source d'interférence dans cette méthode. En présence de tels minéraux, le PNC sera surestimé.

La méthode de Day et *al.* (1997) modifiée par Kwong (2000) permet de corréler les teneurs en éléments chimiques aux résultats d'un essai statique donné. Par exemple, si la corrélation est faite avec l'essais de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), les interprétations seront faites en tenant compte des mêmes avantages, inconvénients et limitations que cette méthode.

Le tableau 2.3 montre les différents points de comparaison à faire pour les six méthodes décrites plus haut. Chaque méthode possède ses propres avantages et inconvénients, et que les conditions des essais diffèrent grandement. Dans le choix d'un essai statique à adopter, ces points doivent être pris en considération.

Tableau 2.4 : Comparaison des méthodes statiques classiques de prédiction

Nom de l'essai	Auteur (année)	Durée de l'essai	Conditions	Avantages	Inconvénients
pH de pâte	Sobek et *al.* (1978)	< 1 h	Température ambiante; Eau (neutre).	Interprétation simple; Essai rapide, peu coûteux	Donne peu d'informations sur la génération d'acide, seulement le pH naturel du rejet
Méthode de Sobek et *al.* (1978)	Sobek et *al.* (1978)	Quelques heures	Température élevée; Acide.	Essai rapide, peu coûteux Donne le PN maximal disponible	Aucune information sur le taux de réaction Surestimation du PA Surestimation de PN Une seule stœchiométrie de réaction considérée Faible reproductibilité
Méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997)	Lawrence et Wang (1997)	24 h	Température ambiante; Acide (pH1-2).	Essai peu coûteux; Meilleure estimation du PA et PN Essai le plus utilisé et reconnu.	Essai plus long Aucune information sur taux de réaction Une seule stœchiométrie de réaction considérée
NAG test	Miller et al., 1997 et EGi Pty Ltd., 2000	Quelques heures	Température ambiante; Oxydante.	Essai rapide, peu coûteux; Peut être utilisé pour un grand nombre d'échantillons; Détermine directement le PNN.	Essai encore en développement Aucune information sur taux de réaction Incertitude sur réactions en jeu
B.C. Research Initial test (BCR)	Duncan et Bruynesteyn (1979)	Quelques heures	Température ambiante; Acide (pH3.5)	Essai peu coûteux; Peut être utilisé sur un grand nombre d'échantillons; Estimation réaliste du PN	Aucune information sur taux de réaction Essai plus long
BCR modifiée par Lapakko	Lapakko (1994)	Idem BCR	T. ambiante; pH 6	Estimation plus réaliste que BCR	Idem BCR
PNC		Quelques minutes	Mesure chimique	Très rapide et peu coûteuse	Interférences possibles selon la minéralogie
Day et *al.* (1997) modifiée par Kwong (2000)	Day et *al.* (1997), et Kwong (2000)	Délai du résultat de caractérisation chimique	Digestion chimique acide	Personnalisé pour chaque site minier Corrélation possible avec tout essai statique	Demande corrélation préalable entre la chimie et les résultats d'un essais statique Valide pour un site minier donné

On remarque au tableau 2.4 que la durée des essais statiques répertoriés varie entre quelques minutes et quelques jours. Les conditions pour la réalisation de ces essais sont aussi très variées. En effet, certains essais statiques sont effectués à température ambiante et à pH neutre, alors que d'autres sont effectués à des températures très élevées et dans des conditions très acides. Les principaux avantages communs aux essais statiques sont le faible coût et la rapidité. Enfin, les principaux désavantages des essais statiques répertoriés sont la faible quantité d'informations offertes quant aux vitesses de réaction des minéraux.

2.3.2 Interprétation des essais statiques

Les limites permettant de différencier un matériel comme générateur ou non varient selon les auteurs. Théoriquement, un matériel ayant un PNN≤0 sera générateur d'acide, alors que si son PNN≥0, il ne le sera pas. Pour des rejets miniers possédant une faible teneur en sulfures et une haute teneur en minéraux neutralisants, ou inversement, une haute teneur en sulfures et une faible teneur en minéraux neutralisants, l'essai statique permet, en général, de classer le matériel comme générateur ou non d'acide avec une bonne certitude. Dans de tels cas, le PNN sera respectivement très positif (et un rapport PN/PA>>1) ou très négatif (rapport PN/PA près de 0). Dans les cas où l'écart entre les teneurs en sulfures et en carbonates est faible, où le PNN est plus près de zéro, le rapport PN/PA peut aider à trancher sur la nature génératrice du matériel étudié. Il existe donc une zone plus ou moins étendue autour du PNN=0 où la nature génératrice ou non du matériel est difficile à définir; on appelle cette zone la « zone d'incertitude », que certains auteurs nomment la « zone grise ». C'est à l'intérieur de cette zone grise que le rapport PN/PA devient le plus utile. Il existe cependant une zone grise associée au rapport PN/PA aussi, où celui-ci ne permet pas de statuer sur la nature génératrice du matériel.

Comme chaque essai statique opère dans des conditions différentes, les limites de PNN et du rapport PN/PA permettant de statuer sur la nature génératrice du matériel seront influencées par l'essai utilisé. Plusieurs auteurs ont proposé des valeurs limites de PNN et de rapport PN/PA pour les différents essais. Par exemple, Ferguson et Morin (1991) suggèrent des valeurs limites de PNN pour le test de Sobek et *al.* (1978), alors qu'Adam et *al.* (1997) suggèrent des valeurs pour le rapport PN/PA pour le même essai. D'autres auteurs ont aussi suggéré des valeurs limites pour le critère du rapport PN/PA. Le tableau 2.5 résume les positions de différents auteurs à ce sujet.

Tableau 2.5 : Valeurs limites suggérées dans l'interprétation des essais statiques par différents auteurs, pour différents essais

Paramètre	Signification
Ferguson et Morin (1991), pour l'essai de Sobek et al. (1978)	
PNN< -5 à 20 kg $CaCO_3$/t de matériel	Générateur d'acide
-20 < PNN < 20 kg $CaCO_3$/t de matériel	Incertain
PNN > n/d	Non-générateur d'acide
Miller et al. (1991), pour l'essai de Sobek et al. (1978)	
PNN<20 kg $CaCO_3$/t	Générateur d'acide
-20 < PNN < 20 kg $CaCO_3$/t	Incertain
PNN ≥ 20kg $CaCO_3$/t	Non-générateur d'acide
Morin et Hutt (1994) (méthode non spécifiée)	
PN/PA ≤ 1	Générateur d'acide
1 < PN/PA < 1.3 à 4.0	Incertain
PN/PA ≥ 1.3 à 4.0	Non-générateur d'acide
Adam et al. (1997) pour l'essai de Sobek et al. (1978)	
PN/PA ≤ 1	Générateur d'acide
1< PN/PA <2,5	Incertain
PN/PA ≥ 2,5	Non-générateur d'acide
Adam et al. (1997), pour l'essai BCR (Duncan et Bruynesteyn, 1979)	
PN/PA ≤ 1	Générateur d'acide
1 < PN/PA < 1.3	Incertain
PN/PA ≥ 1.3	Non-générateur d'acide
Price et al. (1997) pour l'essai de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	
PN/PA<1	Générateur
1<PN/PA<2	Possiblement générateur
2<PN/PA<4	Faibles chances d'être générateur
PN/PA>4	Non générateur

Ferguson et Morin (1991) suggèrent une zone grise, pour le PNN, comprise entre –20 et 20 kg $CaCO_3$/t; il est alors nécessaire de poursuivre avec des essais cinétiques afin de

déterminer la nature génératrice du matériel. Selon les auteurs, la limite permettant de statuer que le matériel est générateur varie, selon la composition du matériel, de –5 à 20 kg $CaCO_3$/t. La limite permettant de statuer que le matériel est non générateur n'est pas définie par Ferguson et Morin (1991). Miller et *al.* (1991) ont aussi suggéré une zone grise comprise entre –20 et 20 kg $CaCO_3$/t de PNN.

Le rapport PN/PA comprend aussi une zone grise, dont la définition varie selon les auteurs. Morin et Hutt (1994), à partir d'une base de données de résultats d'essais statiques et cinétiques sur des mines canadiennes, ont trouvé un cas de résidu étant non générateur avec un rapport de 1,3, et un cas de résidu qui était générateur avec un rapport de 4. Ce critère s'applique pour un essai statique, mais ne spécifie pas pour quelle variante (Sobek et *al.*, 1978 ou la version modifiée par Lawrence, 1990). Ils ont donc modifié la zone d'incertitude, la faisant passer entre 1,3 et 4,0. Adam et *al.* (1997) ont déterminé par une étude en laboratoire que la majorité des résidus n'étaient pas générateurs lorsque leur rapport était supérieur à 2,5 en essai de Sobek et *al.* (1978). Leur zone d'incertitude se situe donc entre des rapports PN/PA de 1,0 et 2.5. En dessous de cette zone, le matériel est générateur et au-dessus de celle-ci, le résidu est considéré comme non générateur. Les mêmes auteurs considèrent que le rejet minier est dans une zone grise, pour les essais de type BCR (Duncan et Bruynesteyn, 1979), lorsque le rapport PN/PA varie entre 1 et 1,3.

Price et *al.* (1997) reprennent la zone grise de Morin et Hutt (1994) pour les essais statiques en général et la redéfinissent en la précisant. En effet, ils suggèrent d'utiliser l'essai statique de Lawrence et Wang (1997) avec une zone d'incertitude du rapport PN/PA entre 1 et 4 séparée en deux zones. Tout d'abord, les matériaux situés dans la zone entre les rapports PN/PA de 1 et 2 sont possiblement générateurs, si le PN est incapable de neutraliser l'acide généré par les sulfures ou si le PN est consommé plus rapidement que les sulfures sont oxydés et génèrent de l'acide. Ensuite, la zone entre les rapports PN/PA de 2 et 4 correspond à des matériaux qui montrent de faibles

chances de générer de l'acide. En fait, les matériaux dans cette zone ne vont générer de l'acide que si les sulfures sont extrêmement réactifs et les minéraux neutralisants incapables de répondre à la production d'acide pour une raison ou pour une autre.

On constate donc que la définition de la zone d'incertitude ne fait pas l'unanimité, et que d'autres travaux seront nécessaires afin de clarifier ce point d'analyse des essais statiques. Cependant, plusieurs auteurs suggèrent de ne pas s'arrêter à un critère unique du rapport PN/PA (Li, 1997; Morin et *al.*, 1995; Morin et Hutt, 1994, Price et *al.*, 1997). Ils suggèrent donc de faire du cas par cas dans l'interprétation du rapport PN/PA. Ces auteurs recommandent de continuer l'analyse du matériel par d'autres essais, par exemple des essais cinétiques, pour les matériaux situés dans cette zone d'incertitude.

Le critère du rapport PN/PA est souvent représenté sous forme graphique Il s'agit d'insérer les résultats obtenus en laboratoire dans le plan PN=f(PA). Sur de tels graphes, il est possible de tracer des droites correspondant aux conditions limites de la méthode utilisée. Un exemple de ce type de graphe est montré à la figure 2.1.

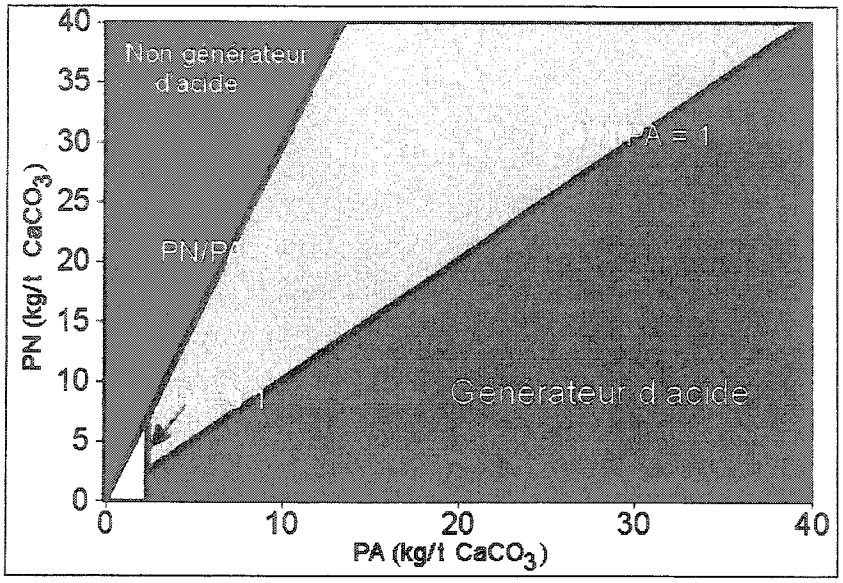


Figure 2.1 : Exemple de zones d'interprétation des résultats des essais statiques par les critères de rapport PN/PA (tirée d'Aubertin et *al.*, 2002)

Dans un graphe similaire à celui montré à la figure 2.1, les points expérimentaux se trouvant à droite de la limite du rapport PN/PA de 1 sont considérés comme étant générateurs d'acide (zone rouge), alors que ceux se trouvant à gauche de la limite du rapport PN/PA de 3 sont considérés comme non générateurs (zone verte). La zone d'incertitude est comprise entre les zones verte et rouge sur la figure 2.1. Les limites d'interprétation de graphes similaires à celui montré à la figure 2.1 varient selon les différents essais statiques utilisés et selon les critères définis par les différents auteurs énumérés au tableau 2.5.

Sur la figure 2.1, on constate la présence d'une droite où le PA = 3,125, correspondant à un matériel contenant 0,1 % de $S_{sulfure}$ (zone jaune à la figure 2.1). Cette droite représente la limite sous laquelle le matériel est non générateur d'acide, peu importe la méthode de détermination utilisée. Li (2000) a constaté dans le *International Static Database*, ou ISD (Hutt et Morin, 1999), que seulement 1,3 % des tests ABA montraient une teneur en $S_{sulfure}$ inférieure à 0,1 % en étant potentiellement générateur d'acide. De plus, le même auteur a constaté que dans le *International Kinetic Database*,

ou IKD (Morin et *al.*, 1995), qu'aucun test cinétique sur un résidu contenant moins de 0,05 % de $S_{sulfure}$ ne s'est révélé générateur.

Le tableau 2.6 montre les différentes interprétations pouvant être tirées d'un test NAG. On y voit que, si l'échantillon donne un NAGpH<4,5, il est considéré comme potentiellement générateur. Le titrage au pH 4,5 ou 7 n'est nécessaire que si l'on veut différencier les générateurs à faible capacité des générateurs plus forts.

Tableau 2.6 : Interprétation des résultats du test NAG (EGi Pty Ltd., 2000)

NAGpH	NAGpHX (kg $CaCO_3$/t matériel)	Potentiel acidifiant du matériel
≥ 4,5	0	Non générateur
< 4,5	≤ 5*	Potentiellement générateur, faible capacité
< 4,5	> 5*	Potentiellement générateur

* Le critère délimitant les matériaux faiblement générateurs varie de site en site. Le drainage de ces matériaux peut être traité simplement par de la chaux ou un autre produit neutralisant. Il peut aller jusqu'à 10 kg $CaCO_3$/t de matériel.

Schafer (2000) suggère que le NAGpH limite pour la génération d'acide soit déterminé de site en site, plutôt que par une valeur empirique fixe. Cette détermination doit être faite en comparant les résultats de différents tests statiques, d'un essai en cellule d'humidité et d'analyses minéralogiques. Il ajoute que cette limite peut varier de pH 3 à 4,5, selon la nature des rejets du site étudié.

Malheureusement, le test NAG en est encore au stade de développement et n'est pas encore reconnu comme une méthode fiable. Des interférences peuvent intervenir si, par exemple, d'autres espèces que des sulfures réagissent avec le peroxyde ajouté. De plus, beaucoup d'incertitudes résident encore sur la nature des minéraux subissant des réactions d'oxydation provoquées par le peroxyde ajouté.

Comme chaque test statique utilise une granulométrie différente, les comparaisons entre les résultats obtenus par les différentes méthodes deviennent difficiles. Puisque les réactivités des minéraux varient avec les surfaces disponibles, une variation de la granulométrie fera varier la réactivité. Jambor et *al.* (2000) proposent de normaliser les PN obtenus par les différents essais en fonction de la surface spécifique mesurée par la méthode BET (Brunauer, Emmett et Teller, 1938) d'adsorption de l'azote. On obtient alors un PN par m^2/g permettant de mieux comparer les résultats entre eux.

2.4 Descriptions des différentes approches minéralogiques

Au cours des dernières années, quelques auteurs ont essayé d'intégrer la minéralogie à la détermination des potentiels de génération d'acide à l'aide d'essais statiques afin d'en améliorer les prédictions. Jusqu'à présent, les efforts ont surtout porté sur l'effet de la minéralogie sur le potentiel de neutralisation PN d'un échantillon. Les prochaines sections seront dédiées aux plus importantes méthodes publiées jusqu'ici. Pour plus de détails, le lecteur intéressé peut consulter la revue réalisée par Jambor et Blowes (1998).

2.4.1 Méthode de Kwong (1993)

Sverdrup (1990) a été le premier à classer les minéraux selon leurs taux de réaction. Kwong (1993) a utilisé la classification de Sverdrup (1990) pour calculer les taux de réaction des minéraux à pH 5. Les réactivités de cette classification sont relativisées par rapport à la calcite (Kwong a attribué une réactivité de 1 à ce minéral). Le résultat de la classification de Kwong (1993) est montré au tableau 2.7.

Tableau 2.7 : Classification des minéraux selon leur réactivité relative (Kwong, 1993, d'après Sverdrup, 1990)

Groupe	Minéraux	Réactivité relative à pH 5
Dissolution	Calcite, aragonite, dolomite, magnésite, brucite	1,00
Grande réactivité	Anorthite, olivine, forsterite, leucite, diopside, nepheline, garnet, jadeite, spodumène, wollastonite	0,60
Réactivité moyenne	Sorosilicates (épidote, zoisite), pyroxènes (enstatite, hypersthene, augite, hedenbergite), amphiboles (hornblende, glaucophane, tremolite, actinolite, antophyllite), phyllosilicates (serpentine, chrysotile, talc, chlorite, biotite)	0,40
Réactivité faible	Plagioclase feldspars (albite, oligoclase, labradorite), clays (vermiculite, montmorillonite)	0,02
Réactivité très faible	K-feldspars, muscovite	0,01
Inerte	Quartz, rutile, zircon	0,004

La formule d'évaluation de la production d'acide que propose Kwong (1993) est la suivante :

$$M = a - b = 2x(1 - r + p) - 2\sum_{n=1}^{6} x_{m_n}{}' w_n' \qquad [2.15]$$

$$a = 2x(1 - r + p) \qquad [2.15a]$$

$$b = 2\sum_{n=1}^{6} x_{m_n}{}' w_n \qquad [2.15b]$$

où :

M : index minéralogique de production d'acide

a : nombre de H^+ produits

b : nombre de H^+ consommés

x : fraction molaire de minéraux sulfurés dans le matériel

r : rapport molaire métaux/soufre dans les sulfures

p : proportion de fer ferreux dans les sulfures

x_{mn}' : fraction molaire des minéraux du groupe n

w_n' : réactivité relative de la classe n de minéraux

Dans la formule de Kwong (1993), le matériel est considéré comme générateur d'acide si le M>0, c'est-à-dire si la production d'acide (a) est supérieure à sa consommation (b).

2.4.2 Méthode minéralogique de Lapakko (1994)

Lapakko (1994) propose un calcul de PN minéralogique très simple, ne tenant compte que de la neutralisation apportée par les carbonates de calcium et de magnésium afin de maintenir le pH au-dessus de 6. Il a choisi ce pH pour les mêmes raisons que dans sa méthode modifiée de BCR. Sa formule est la suivante :

$$PN\ (kg\ CaCO_3/t) = 10*(\%\ CaCO_3) + 11{,}9*(\%MgCO_3) \qquad [2.16]$$

où :

$\%XCO_3$: % massique du carbonate de X dans l'échantillon. (X=Ca ou Mg)

10 : facteur stœchiométrique $\left(10 = \frac{M_{CaCO_3} \cdot 1000kg/t}{M_{CaCO_3} \cdot 100\%}\right)$

11,9 : facteur stœchiométrique $\left(11{,}9 = \frac{M_{CaCO_3} \cdot 1000kg/t}{M_{MgCO_3} \cdot 100\%}\right)$

Ce calcul présuppose que seuls les carbonates de calcium et de magnésium contribueront au PN, et que ceux-ci réagiront en totalité afin de maintenir le pH au-dessus de 6. Il inclut la dolomite ($CaMg(CO_3)_2$) en la dissociant en calcite et magnésite dans son calcul. Cette méthode permet de vérifier jusqu'à quel point le PN déterminé par d'autres méthodes peuvent être attribuables aux carbonates de calcium et de magnésium.

Lapakko (1994) a comparé le résultat calculé minéralogiquement avec le PN déterminé en laboratoire par la méthode de Sobek et *al.* (1978) et celle de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), de même qu'avec la méthode BCR initiale et BCR modifiée. Les méthodes de Sobek et *al.* (1978) et de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) donnent des PN inclus dans les marges d'erreurs du calcul de l'auteur. Lapakko (1994) montre que ces essais statiques donnent des valeurs de PN supérieures lorsque le matériel contient des silicates calciques comme le plagioclase, ou encore le pyroxène et l'olivine, qui peuvent intervenir à des bas pH, de même que de la sidérite ($FeCO_3$). La méthode BCR initiale donne des résultats qui s'éloignent du PN calculé par l'auteur, dans les cas où les échantillons contiennent une quantité non négligeable de sidérite, mis en solution sous des pH de 6. Or, ce minéral carbonaté est non neutralisant, à cause des ions de fer que sa dissolution amène en solution et qui s'hydrolysent en générant autant d'acide que le minéral en neutralise en se dissolvant (MEND, 1991; Skousen et *al.*, 1997; Jambor et Blowes, 1998). Par contre, la méthode BCR modifiée (PN disponible au-dessus de pH 6) donne des résultats très près de ceux du PN calculé par Lapakko (1994).

2.4.3 Méthode de Kwong (1993) modifiée par Li (1997)

Li (1997) propose d'utiliser la classification de Kwong (1993) pour calculer le PN à partir des quantifications minéralogiques. Il fait la sommation du PN pouvant être attribué à chaque minéral, de la façon suivante :

$$PN = 10\sum_{i=1}^{n} R_i C_{M_i}\left(\frac{C_{Ca,i}}{40} + \frac{C_{Mg,i}}{24,3}\right) \qquad [2.17]$$

où :

PN : potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$/t)

n : nombre de minéraux

R_i : facteur de réactivité selon le tableau 2.7

$C_{M\,i}$: concentration du minéral i (%)

$C_{Ca\,i}$ et $C_{Mg\,i}$: concentration de calcium et de magnésium dans le minéral i (%)

40 et 24,3 : masses molaires du calcium et du magnésium (g/mol)

Avec cette détermination du PN, Li (1997) ne considère que les minéraux possédant du calcium et du magnésium. Pour les échantillons étudiés, provenant tous de la mine Louvicourt (Abitibi-Témiscamingue), cela inclus la sidérite ($FeCO_3$) contenant du magnésium en substitution du fer, l'ankérite ($Ca(Fe^{2+},Mg,Mn)(CO_3)_2$) et le clinochlore ($(Mg,Fe)_5Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_2$). Selon l'auteur, les autres minéraux ne contribuent de façon significative au PN que lorsque le DMA est bien entamé et que le pH descend bien au-dessous de la neutralité.

Li (1997) a développé cette méthode dans l'optique de comparer le PN déterminé minéralogiquement aux dissolutions de minéraux dans des cellules d'humidité. Il n'a pu valider la méthode qu'avec les échantillons de la mine Louvicourt, pour lesquels il a comparé le PN calculé avec le PN de la méthode de Sobek et *al.* (1978). Cependant, le PN de son calcul donne un PN semblable à celui obtenu par la méthode de Sobek et *al.*

(1978) seulement si le clinochlore n'est pas inclus dans le calcul du PN. En fait, seuls les carbonates contribuent ici au PN.

L'approche de Li (1997) valide la méthode de Kwong (1993). Il s'agit d'un très bon exemple de cette méthode. De plus, Li (1997) démontre clairement que seul le PN des carbonates est disponible alors que le PN des silicates est non disponible, car la cinétique de dissolution de ces derniers est trop lente. Cela rejoint l'approche de Morin et Hutt (1997) qui évaluent le PN non disponible, généralement attribuable aux silicates lors d'essais en cellules d'humidité.

2.4.4 Méthode de Lawrence et Scheske (1997)

Lawrence et Scheske (1997) proposent également un calcul basé sur la sommation des contributions individuelles de chaque minéral au PN. Leur calcul (équation 2.16) est, lui aussi, basé sur la composition minéralogique de l'échantillon, et sur les réactivités relatives des minéraux proposées par Kwong (1993) (voir tableau 2.6).

$$PN = 1000 kg/t \cdot M_{CaCO_3} \sum_{i=1}^{n} \frac{C_{Mi} R_i}{M_{Mi}} \qquad [2.18]$$

où :

PN : potentiel de neutralisation (kg $CaCO_3$ éq./t)

M_{Mi} : masse molaire du minéral i (g/mol)

M_{CaCO3} : masse molaire de la calcite (g/mol)

C_{Mi} : concentration du minéral i (%)

R_i : facteur de réactivité selon le tableau 2.7

Les auteurs ont mis leur modèle à l'épreuve avec 92 échantillons, à partir desquels ils ont comparé le PN calculé avec le PN obtenu par la méthode de Sobek modifié par

Lawrence et Wang (1997) (section 2.2.3). Ils ont obtenu une bonne corrélation entre les résultats des deux méthodes.

Paktunc (1999c) a critiqué cette méthode. Selon lui, le calcul de minéralogie normative CIPW utilisé par les auteurs n'est pas approprié dans le cas d'un échantillon altéré. En effet, cette méthode de calcul a été développée dans le but d'effectuer des calculs normatifs pour des roches ignées non altérées.

Cette méthode n'a malheureusement pas été mise à l'épreuve par une autre équipe que celle de l'auteur même de l'étude, d'après la présente revue de littérature. Sa validité n'a donc pas pu être confirmée ni infirmée par d'autres auteurs. Dans le présent travail de recherche, cette méthode sera comparée à d'autres méthodes chimiques et minéralogiques de détermination du PN.

2.4.5 Méthode de Paktunc (1999a, b)

Paktunc (1999a, b) a publié sa propre méthode de détermination du PN et du PA basée sur la minéralogie du résidu. Son calcul du PN et du PA est basé sur la sommation des contributions individuelles de chaque minéral. Pour le PN, il utilise les coefficients stœchiométriques de réactions de neutralisation d'acide. Pour le PA, il ne considère que la pyrite et la pyrrhotite comme producteurs d'acide. Les équations utilisées sont les suivantes :

$$PN = \sum_{i=1}^{k} \frac{X_i \omega_a c_i 10}{n_{M,i} \omega_i} \qquad [2.19]$$

$$PA = \sum_{i=1}^{k} \frac{n_{M,a} X_i \omega_a 10}{\omega_i} \qquad [2.20]$$

où :

10 : facteur de conversion (1 000 $kg.t^{-1}$/100 %)

PN, PA : kg H_2SO_4/t

X_i : teneur du minéral i (%)

ω_a et ω_i : M_{H2SO4} et $M_{minéral\ i}$, respectivement (g/mol)

c_i : somme des coefficients stoechiométriques des cations non oxydables

$n_{M,i}$ et $n_{M,a}$: facteurs stœchiométriques de génération et de neutralisation d'acide

k = nombre de minéraux neutralisants ou générant de l'acide

Les paramètres $n_{M,i}$ et $n_{M,a}$, pour les principaux minéraux acidogènes et acidivores, sont présentés au tableau 2.8.

Tableau 2.8 : Facteurs stœchiométriques de quelques minéraux (Paktunc, 1999a)

Minéral	$n_{M,i}$	Minéral	$n_{M,a}$
Ankerite	1,25	Pyrite	2
Cacite, dolomite	1,00	Pyrrhotite	1
Plagioclase (An100)	0,25		
Olivine	0,5		
K-Feldspar	0,5		
Plagioclase (An0)	0,5		
Chlorite	0,125		
Kaolinite	0,67		

Le paramètre « c_i » permet à cette méthode de tenir compte de la présence de fer dans les carbonates neutralisants, qui diminue le potentiel de neutralisation. En effet, les ions de fer ferreux (Fe^{2+}) libérés peuvent s'oxyder en fer ferrique (Fe^{3+}) et précipiter sous forme d'hydroxyde de fer ferrique ($Fe(OH)_3$) en générant autant d'acide que le minéral en a neutralisé. Les interprétations du test de Paktunc (1999a, b) sont les mêmes que dans les tests de Sobek et *al.* (1978) et celle de Sobek modifiée par Lawrence et Wang

(1997), autant pour ce qui est du PNN que du rapport PN/PA. Paktunc et *al.* (2001) ont utilisé leur calcul de PN et de PA et l'ont comparé avec les résultats de la méthode de Sobek et *al.* (1978) et ceux de la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997). Les PN et PA calculés sont très près de ceux obtenus par les deux essais statiques, ce qui valide la méthode minéralogique de l'auteur.

2.5 Comparaisons entre les approches minéralogiques

Le tableau 2.9 montre les points de comparaison entre les différentes méthodes de détermination minéralogique du PN et du PA.

Tableau 2.9 : Comparaisons entre les méthodes minéralogiques de détermination du PN et du PA

Auteur (année)	*Minéraux considérés*	*Avantages*	*Inconvénients*	*Méthode validée?*
Kwong (1993)	Tous les minéraux neutralisants quantifiables	Tient compte d'un maximum de minéraux Tient compte du fer ferreux	Demande caractérisation minéralogique détaillée	Par Li, 1997 (cas particulier)
Lapakko (1994)	Calcite et dolomite	Simple Bonne corrélation à ABA de Lapakko (1994)	Ne tient pas compte des silicates	Oui
Li (1997)	Clinochlore, ankérite et Mg sidérite	Simple Bonne corrélation Aba Sobek et *al.* (1978)	Valide l'approche de Kwong (1993)	Très peu
Lawrence et Scheske (1997)	Tous les minéraux neutralisants quantifiables par minéralogie normative CIPW	Tient compte d'un maximum de minéraux Validation exhaustive	Calcul normatif à partir d'analyses chimiques	Oui, mais contestée
Paktunc « statique » (1999a, b)	Tous les minéraux neutralisants quantifiables	Basée sur la stœchiométrie des réactions	Demande caractérisation minéralogique détaillée	Très peu

On remarque au tableau 2.9 que les différentes approches minéralogiques des essais statiques considèrent un plus ou moins grand nombre de minéraux. Les approches incluent les carbonates, les silicates neutralisants ou encore tous les minéraux

neutralisants quantifiables. Les avantages communs aux approches minéralogiques sont évidemment qu'ils sont basés sur la minéralogie des rejets. En revanche, la validité de ces essais repose en grande partie sur l'exactitude des quantifications minéralogiques, qui sont coûteuses et rarement précises. De plus, rares sont les approches minéralogiques qui ont été soumises à une validation exhaustive.

2.6 Autres aspects d'intérêt

Cette section de la revue de littérature présente d'autres aspects reliés aux essais statiques qui n'ont pas été discutés dans les sections précédentes.

2.6.1 Influence des paramètres expérimentaux

Un autre désavantage des méthodes de Sobek et *al.* (1978) et de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) est le fait que le test de fizz est sujet à des interprétations subjectives, qui dépendent de l'opérateur et de son appréciation de l'effervescence. Lawrence et Wang (1997) ont démontré que différentes interprétations de l'effervescence peuvent mener à différents résultats de PN pour un même matériel. De plus, le PN tend à augmenter lorsque la grosseur des particules diminue (c'est-à-dire lorsque la granulométrie diminue), donc lorsque la surface disponible aux réactions augmente. Le temps et la température de digestion utilisés dans les conditions des différents tests peuvent aussi influencer sur le PN mesuré, de même que le type d'acide. Plus de détails sur ces aspects ont été présentés par White et *al.* (1999, 2000).

La granulométrie des carbonates est un autre facteur important à considérer. En effet, Scharer et *al.* (2000) ont démontré qu'un résidu peut générer de l'acide même si le rapport PN/PA est supérieur à 3, si la granulométrie des carbonates est trop grossière. Dans ce cas, des oxyhydroxides de fer peuvent précipiter sur la surface des carbonates, rendant impossible leur contribution complète au PN. La connaissance de la

minéralogie du matériel, de même que de ses propriétés granulométriques, est donc d'une grande importance.

2.6.2 Cas des rejets à bas potentiels de neutralisation et de génération d'acide (Li, 2000)

Li (2000) a exploré le cas spécifique des résidus à bas potentiels de neutralisation et de génération d'acide. En anglais, on nomme ces rejets LSLNP (*Low Sulfide, Low-Neutralisation Potential mine wastes*). La définition de l'auteur de tels résidus est :

$3{,}125 < PA < 31{,}25$ kg$CaCO_3$/t, ou $0{,}1\% < S_{sulfure} < 1\%$
$PN < 20$ kg$CaCO_3$/t

Ces limites sont spécifiques à chaque site minier, mais l'auteur les base sur une revue de littérature et sur le *International Static Database* (ISD) (Hutt et Morin, 1999).

Li (2000) explique que, dans le cas de rejets LSLNP, une faible proportion des carbonates en solution est effectivement utilisée pour neutraliser l'acide produit par l'oxydation des sulfures. La majorité de l'alcalinité en solution venant des minéraux carbonatés est sous la forme de $HCO_3^-{}_{(aq)}$ et est perdue dans la lixiviation du rejet. La proportion de cette alcalinité utilisée à la neutralisation dans les rejets « habituels » est de 50 à 100 %, alors que, dans le cas des LSLNP, cette proportion est faible. Elle l'est d'autant plus que le taux de production d'acide est faible. De ce fait, le potentiel de neutralisation estimé par les méthodes de Sobek et *al.* (1978), de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) et du PNC surestime la neutralisation qui aura effectivement lieu sur le terrain.

De plus, Li (2000) explique que, dans les rejets LSLNP, les silicates peuvent contribuer de façon très significative, sinon dominante, à la neutralisation de l'acide généré par

l'oxydation des sulfures. En effet, la production d'acide y étant très faible, les silicates disposent d'un temps relativement long pour se dissoudre et neutraliser cet acide. Li (2000) propose une méthode pour déterminer le potentiel de neutralisation des carbonates qui est utilisé, de même que le potentiel de neutralisation des silicates dans le cas de rejets LSLNP.

2.6.3 Contribution des silicates au PN (Jambor et al., 2000 et 2002)

Jambor et *al.* (2000) ont mesuré le PN de 28 minéraux silicates et aluminosilicates purs ou presque purs ainsi que de deux carbonates, par la méthode de Sobek et *al.* (1978) et celle de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), pour fins de comparaison.

À première vue, la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) donne un PN supérieur à celui obtenu par la méthode de Sobek et *al.* (1978). Les minéraux silicatés donnant les plus grands PN ont été les suivants :

- Serpentine (15-25 kg/t $CaCO_3$)
- Chlorite (clinochlore) (10-15)
- Anorthite (An90+) (10)
- Lizardite (15-40)
- Montmorillonite (14)
- Horneblende (pargasite) (5-20)
- Diopside (5-10)

Ces silicates ont une cinétique de dissolution lente et ne vont contribuer de façon significative au PN total que si la cinétique de l'oxydation des sulfures (et donc de la production d'acide) est du même ordre de grandeur que les silicates, et si les carbonates sont en quantité faible ou qu'ils sont épuisés (dans lequel cas le drainage acide est bien entamé).

2.6.4 Influence des bactéries dans le DMA

La plupart des essais statiques ne tiennent pas en compte les effets bactériologiques, même si cet aspect peut influencer grandement la cinétique de l'oxydation des sulfures métalliques. Ces derniers sont généralement attaqués par les bactéries du genre Thiobacillus, dont les plus importantes sont *Thiobacillus ferrooxidans* et *Thiobacillus thiooxidans* (Mills, 1999). Les premières oxydent le fer ferreux en fer ferrique, de même que le soufre en sulfate, alors que les deuxièmes oxydent le soufre seulement. Les bactéries *T. ferrooxidans* ne peuvent utiliser le fer ferrique au-dessus de pH 4, où elles ne peuvent qu'oxyder le soufre. L'action combinée de ces deux bactéries sur la pyrite forme de l'acide sulfurique. Ces bactéries jouent donc un rôle important dans l'oxydation des sulfures sous-jacente à la production du DMA. Le lecteur intéressé à approfondir la problématique des bactéries est invité à consulter Mustin et *al.* (1992a et b), McIntosh et Groat (1997), Mills (1999) et Gould et Kapoor (2003).

CHAPITRE 3

DESCRIPTION DES MÉTHODES ET DES MATÉRIAUX

La présente section passe en revue les différentes méthodes employées dans le cadre de cette recherche. Les descriptions sont faites de façon succincte; les lecteurs sont invités à consulter les différentes références fournies pour de plus amples informations.

3.1 Description des méthodes de caractérisation chimique

Cette section décrit les différentes méthodes employées pour la caractérisation chimique des différents rejets de concentrateur étudiés. On définit aussi dans cette section les méthodes de caractérisation environnementale employées.

3.1.1 Analyse chimique totale des solides et des liquides

L'analyse chimique totale des solides est déterminée en deux étapes distinctes. On procède d'abord par la mise en solution du solide en utilisant une digestion HNO_3-Br_2-HF-HCl, suivie d'une lecture de la solution obtenue pour 20 éléments par un appareil ICP-AES. La teneur en soufre sulfate est déterminée par lixiviation acide du matériel afin de solubiliser les sulfates solubles, puis par lecture du lixiviat à l'ICP-AES pour la teneur en soufre, qui est convertie en sulfates dans le solide. La teneur en soufre sulfure est déduite par différence entre le soufre total et le soufre sulfate. La méthode de dissolution utilisée dans cette étude ne permet pas déterminer la teneur en silice. Celle-ci est déterminée dans un laboratoire externe selon une méthode décrite plus loin. L'expérience du laboratoire montre une erreur relative d'environ 5 % sur les teneurs rapportées par cette méthode.

Les échantillons liquides à analyser par ICP-AES sont filtrés par des filtres de maille 0,47µm. On utilise un montage de filtration sous vide pour les échantillons de volume important, alors que des filtres à seringue sont utilisés pour de plus faibles volumes. Les échantillons sont par la suite acidifiés à 2 % d'acide nitrique, ce qui permet la conservation à long terme des échantillons de même que leur analyse sur un appareil à ICP-AES.

3.1.2 Détermination des sulfates solubles dans le solide

La méthode d'analyse des sulfates solubles dans les solides est adaptée de la méthode présentée par Sobek et *al.* (1978). Les sulfates solubles dans le solide sont déterminés par lixiviation de l'échantillon à l'acide chlorhydrique dilué à 10 % dans l'eau déionisée. Le lixiviat est ensuite analysé à l'ICP-AES pour le soufre, qui peut être converti en sulfates ou en soufre sous forme sulfate. Les sulfates solubles ainsi obtenus sont déduits du soufre total, obtenu par digestion totale du solide et par une lecture à l'ICP-AES, pour connaître la teneur en soufre sulfure. L'expérience du laboratoire montre que l'erreur relative des teneurs en sulfates est de l'ordre d'environ 7 %.

3.1.3 Détermination de la teneur en silice dans le solide

La silice dans le solide est déterminée par fusion au peroxyde de sodium. Dans cette analyse, l'échantillon est mélangé à du peroxyde de sodium solide et de la soude. Soumis à une flamme de propane, le mélange est fusionné et mélangé dans un creuset de zirconium, puis refroidi. Le solide formé est dissout dans de l'acide chlorhydrique dilué et la solution est analysée à l'ICP-AES pour le contenu en silice. Plus de détails sont disponibles dans Potts (1987). Les analyses de la silice ont été effectuées par un sous traitant avec une erreur relative de l'ordre de 5 %.

3.1.4 Détermination de la teneur en carbone inorganique

Le carbone inorganique dans les matériaux étudiés est considéré comme étant exclusivement inclus dans les carbonates. La mesure de la teneur en carbone inorganique permet donc une mesure des carbonates, famille la plus importante de minéraux neutralisants. De plus, cette mesure permet le calcul du potentiel de neutralisation des carbonates, tel qu'expliqué à la section 2.2.7. La technique utilise une fournaise (le plus courant étant de la compagnie Leco) qui chauffe l'échantillon jusqu'à en évaporer tout le contenu en carbone; l'appareil détermine la quantité de carbone qui s'échappe du solide et convertit cette mesure en teneur en carbone inorganique dans le solide. La précision de ces analyses est de l'ordre de ±0,05 % à ±0,1 % massique de carbone.

3.1.5 Détermination du potentiel de neutralisation par les essais statiques de Sobek modifiés par Lawrence et Wang (1997) et du carbone inorganique

L'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) utilise un titrage acido-basique afin de déterminer le PN. Le PA est, pour sa part, déterminé à partir de la teneur en soufre sulfure, lui-même déterminé par différence entre la teneur en soufre total et en soufre sulfate. Comme les erreurs relatives sur les valeurs de soufre total et de soufre sulfate sont relativement de 5 et de 7 %, on considère le même ordre de grandeur pour l'erreur relative sur les valeurs de PA. Les détails de cet essai statique sont présentés au Chapitre 2, section 2.2.3. L'essai statique du carbone inorganique utilise un calcul à partir de la teneur en carbone inorganique pour déterminer le potentiel de neutralisation des carbonates (PNC ou PNC_{inorg}), et il utilise le même PA que pour la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997). L'expérience du laboratoire montre que les valeurs de PN sont déterminées avec une erreur absolue de ±2 kg $CaCO_3$/t pour un échantillon de contrôle de qualité ayant un PN d'environ 39 kg $CaCO_3$/t. L'essai statique au carbone inorganique est présenté en détails à la section 2.2.7. L'erreur absolue sur les PNC est de ±8 kg $CaCO_3$/t.

3.2 Description des méthodes de caractérisation physique

La présente section montre les différentes méthodes de caractérisation physiques employées dans cette étude.

3.2.1 Analyse granulométrique des solides

La granulométrie des solides est déterminée à l'aide d'un granulomètre au laser Mastersizer S de Malvern Instruments®. Cette méthode est basée sur la diffraction d'un faisceau laser lorsque celui-ci frappe une suspension aqueuse du solide à analyser. Sachant que chaque classe de tailles de particules dévie le faisceau laser selon un certain angle et que l'intensité du faisceau dévié est fonction de la quantité de particules de cette classe, l'analyseur met en relation la portée de la diffraction et son intensité avec la proportion de chaque classe granulométrique. Le résultat de cette analyse est une distribution volumique des tailles des particules selon une quarantaine de classes granulométriques variant de 0,05 µm à 879 µm. La limitation de la méthode réside dans le fait que l'appareil base ses calculs sur l'hypothèse de particules sphériques, ce qui n'est pas nécessairement le cas des rejets de concentrateur. L'expérience aux laboratoires de l'URSTM (UQAT) et de l'École Polytechnique a néanmoins montré une bonne concordance entre cette approche et celle par sédimentométrie pour les rejets de concentrateur.

Le lecteur intéressé à cette méthode de mesure de la granulométrie peut consulter Black et *al.* (1996), Allan (1997) et Xu et Di Guida (2003). Le site Internet de Malvern Instruments (www.malverninstruments.com) donne quant à lui accès à plusieurs documents explicatifs sur les méthodes de détermination de la granulométrie par instruments au laser.

3.2.2 Surface spécifique des solides

La surface spécifique des solides est déterminée par un analyseur de surface spécifique Gemini III 2375, de la compagnie Micromeritics®. La méthode repose sur l'adsorption d'hélium gazeux à la surface du solide analysé selon un modèle d'adsorption de Langmuir. Les calculs nécessaires sont décrits par Brunauer, Emmett et Teller (1938), d'où l'appellation surface spécifique BET.

L'appareil utilise deux tubes, soit un tube témoin vide et un tube contenant un échantillon de masse connue. Le vide est créé dans les tubes, puis ceux-ci sont plongés dans de l'azote liquide. On laisse ensuite pénétrer de l'hélium gazeux dans les deux tubes de façon à maintenir une pression identique à l'intérieur de ceux-ci. Comme l'hélium s'adsorbe à la surface des grains de l'échantillon broyé, la quantité d'hélium entrant dans le tube contenant l'échantillon doit être supérieure à celle entrant dans le tube témoin pour maintenir identique la pression entre les deux tubes. La différence entre les quantités d'hélium envoyées dans les 2 tubes est reliée à la surface des grains de l'échantillon. La masse d'échantillon dans le tube étant connue, il est possible d'évaluer la surface par unité de masse, ou surface spécifique. La surface spécifique est rapportée par l'appareil en mètres carrés par gramme (m^2/g) avec une erreur absolue de $\pm 0{,}01$ m^2/g.

3.2.3 Densité relative des grains solides

Les mesures de densité relative des grains solides (ou D_r) sont réalisées à l'aide d'un pycnomètre à hélium Accupyc 1330 de Micromeritics®. L'appareil mesure le volume occupé par un échantillon de masse connue dans un tube de volume connu. Il procède en injectant de l'hélium dans le tube, puis en mesurant la pression d'hélium ayant pu y entrer. Par la loi des gaz parfaits, il transforme cette pression en volume et déduit le volume de l'échantillon par différence. Comme la masse de l'échantillon est connue,

l'appareil calcule la densité relative du matériel. Le résultat donné par l'appareil est la densité relative, c'est-à-dire le rapport entre la densité du matériel et la densité de l'eau (qui est d'environ 1 g/cm³ à 20°C). L'appareil rapporte les densités relatives avec 5 chiffres significatifs; cependant, l'expérience de laboratoire montre que l'erreur absolue sur ces valeurs est de l'ordre de ±0,01 unité.

3.3 Description des méthodes de caractérisation minéralogique

La présente section montre les différentes méthodes de caractérisation minéralogique utilisées dans le cadre de ce travail.

3.3.1 Minéralogie par diffraction des rayons-X

L'analyse minéralogique des rejets étudiés est effectuée par diffraction des rayons-X (DRX). Le principe de l'essai est le suivant : lorsque le matériel finement broyé (pour obtenir un D_{90} de 10µm) est soumis à un faisceau de rayons-X dont l'angle d'incidence est varié, chaque minéral provoque la diffraction des rayons selon son ou ses plans de diffraction (hkl). On obtient donc une série de pics de diffraction dont l'emplacement est lié à l'identité du minéral, et dont l'intensité est directement proportionnelle à sa concentration dans le matériel (Klein et Hurlburt, 1985; Guinebretière, 2002). En connaissant l'emplacement des pics de diffraction pour chaque minéral, on peut ensuite identifier les minéraux contenus dans le matériel. L'analyse par la méthode de Riedvelt (Taylor et Hinczak, 2001) du diffractogramme obtenu permet la quantification des phases minérales présentes dans le matériel.

Les analyses en DRX ont été réalisées au laboratoire de l'UQAT à l'aide d'un appareil Bruker A.X.S. Advance D8. Les rayons-X sont générés par un tube de cuivre. Les diffractogrammes sont obtenus en mode θ/2θ variant l'angle d'incidence de 5 à 70 degrés. L'analyse quantitative nécessite une taille des particules de l'ordre de 10 µm,

qui a été obtenue par broyage avec un pulvériseur Micronizing Mill de la compagnie McCrone. La méthode de quantification minéralogique a une précision de l'ordre de 0,5 à 1 % massique. Ainsi, plus les teneurs sont faibles et plus les incertitudes relatives sont élevées. Une teneur de minéralogique de 1 % possède donc une incertitude relative près de 100 %, une teneur de 5 % possède une incertitude relative d'environ 20 % alors qu'une teneur de 10 % possède une incertitude relative de 10 %.

3.3.2 Minéralogie au microscope électronique à balayage

Le microscope électronique à balayage (MEB) utilisé dans cette étude est de modèle HITACHI S-3500N. La microscopie électronique à balayage consiste à balayer la surface à analyser d'un fin faisceau d'électrons accélérés. Plusieurs types de rayonnements sont issus d'un tel bombardement (voir figure 3.1), tels les électrons rétrodiffusés, les électrons secondaires et les rayons-X (Ammou, 1989; Skoog et Leary, 1992).

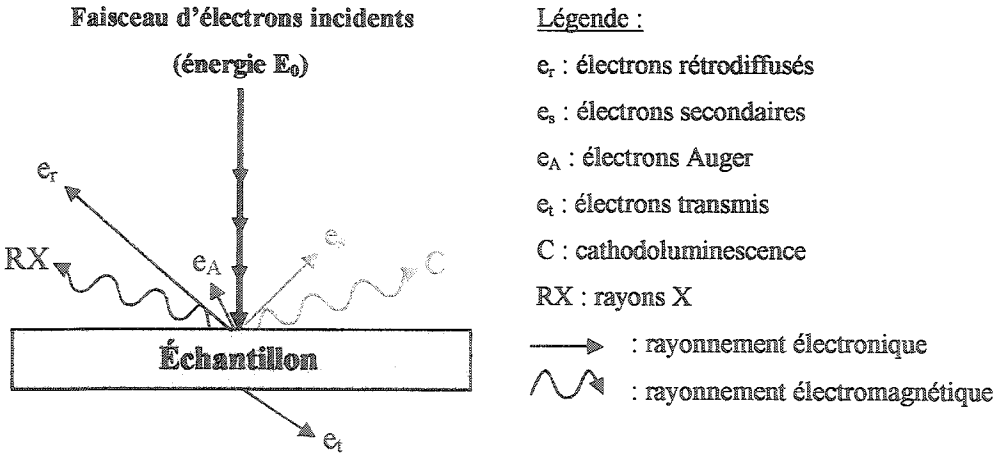


Figure 3.1 : Principe de la microscopie électronique à balayage (inspirée de Ammou, 1989)

La méthodologie employée dans cette étude utilise en premier lieu les électrons rétrodiffusés afin d'obtenir une image de la surface à analyser. Lorsque les électrons du faisceau incident pénètrent l'échantillon, leur trajectoire est aléatoire, et certains électrons reviennent à la surface pour être détectés après leur sortie. La profondeur d'où émanent les électrons rétrodiffusés est telle que les différences de contraste et de brillance obtenues dans les observations avec ce type d'électrons sont surtout causées par les différences de composition chimique, avec un effet plutôt faible du relief de la surface. Par contre, les électrons secondaires sont des électrons arrachés par ionisation de l'échantillon. Comme seuls les électrons secondaires produits près de la surface sont détectés (Skoog et Leary, 1992), ceux-ci permettent d'obtenir une image, dont les différences de contraste et de brillance sont surtout causées par le relief de la surface observée, et peu qui sont influencées par les différences chimiques. La figure 3.2 montre d'où proviennent les différents types de rayonnements issus d'un matériel bombardé d'un faisceau d'électrons.

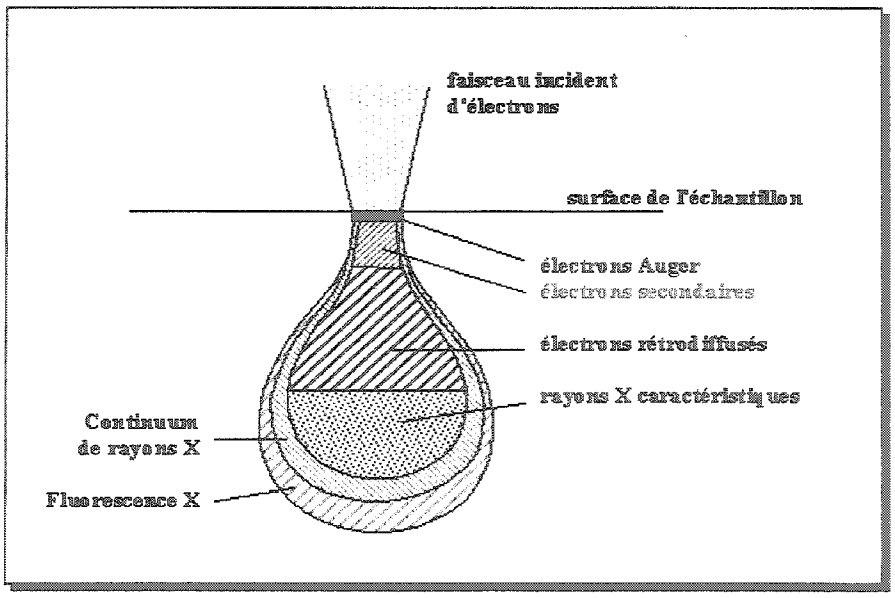


Figure 3.2 : Poire de diffusion du faisceau incident d'électrons (inspirée de Ammou, 1989)

En deuxième lieu, la méthodologie employée utilise les rayons-X émis par l'échantillon lorsque celui-ci est bombardé par le faisceau électronique. Les rayons-X émis proviennent des couches profondes de l'échantillon (voir figure 3.2), où les atomes sont suffisamment excités pour émettre dans ce domaine de rayonnement. La longueur d'onde du rayonnement X est fonction de la nature de l'atome émetteur, alors que l'intensité est fonction de sa concentration. L'analyse des rayons-X émis peut donc être qualitative et quantitative.

Cette technologie est utilisée dans ce travail afin de connaître les stoechiométries des minéraux d'ankérite et de dolomite dans les matériaux. Cette information est importante dans les déterminations minéralogiques des potentiels de neutralisation. En effet, la présence de fer dans les minéraux de type carbonates en réduit le potentiel de neutralisation de façon d'autant plus significative que la teneur en fer est importante (Paktunc, 1999b). Plusieurs grains de dolomite et d'ankérite sont donc analysés au MEB dans chacun des rejets de concentrateur étudiés de façon à obtenir une valeur représentative de leurs stoechiométries. La limite de détection de la microanalyse est de l'ordre de 0,5 %, alors que la précision de la méthode est de 5 à 10 %.

3.4 Description des essais cinétiques utilisés

Cette section présente les deux types d'essais cinétiques utilisés pour altérer les rejets de concentrateur, afin de voir l'évolution des résultats des essais statiques suite à cette altération. Dans ce qui suit, les essais en réacteur de Soxhlet sont décrits, suivis par les essais en mini-cellule d'altération.

3.4.1 Réacteur de Soxhlet

Le réacteur Soxhlet est une méthode d'extraction des constituants chimiques dans un matériel. Les premiers à rapporter l'utilisation de ce type d'essai à des fins

géochimiques sont Pedro (1961), Henin et Pedro (1965) de même que Williams et Yaalon (1977). Ce réacteur peut être adapté afin de convenir à la prédiction de la génération de drainage minier acide en simulant de façon accélérée (et plus ou moins représentative) les conditions géochimiques existantes dans les lieux d'entreposage des rejets de concentrateur (Renton et Hidalgo, 1973; Singleton et Lavkulich, 1978). On trouvera plus de détails sur les variantes de l'essai en réacteur Soxhlet dans Villeneuve (2004) et dans Benzaazoua et *al.* (2002). En tout, trois variantes du réacteur de Soxhlet portant l'échantillon hors de la montée de la vapeur, de façon à obtenir des températures se rapprochant des conditions ambiantes du laboratoire (Sullivan et Sobek, 1982), ont été considérées. Ces trois variantes sont :

- Le réacteur dit « classique »;
- Le réacteur avec battements de nappe;
- Le réacteur avec cycles de battements de nappe et de séchages.

Suite à des tests préliminaires visant à identifier la variante la plus adaptée pour cette étude (voir annexe 1), celle avec cycles de battements de nappe et de séchage a été sélectionnée. Cette dernière permet de diminuer la dissolution naturelle des carbonates (sans neutralisation) que l'on retrouve souvent dans les essais en réacteurs de Soxhlet (Bradham et Caruccio, 1991; Villeneuve, 2004). La figure 3.3 montre un montage en réacteur de Soxhlet avec battements de nappe.

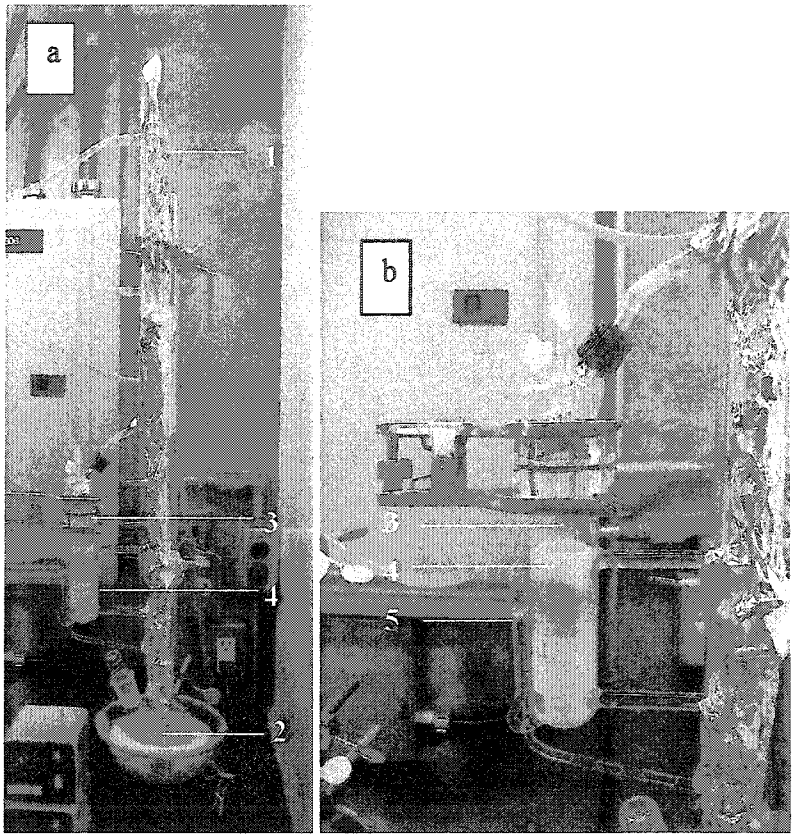


Figure 3.3 : Essai en réacteur de Soxhlet avec battements de nappe (a : vue globale du réacteur de Soxhlet; b : vue rapprochée sur la chambre à échantillon)

Dans la présente étude, le but de l'utilisation du réacteur de Soxhlet est de pousser la dégradation du matériel à différents niveaux et de suivre l'évolution des résultats des essais statiques et des paramètres chimiques et minéralogiques du solide. Dans cette optique, trois extractions Soxhlet du même type sont effectuées sur chaque rejet de concentrateur. Les extractions sont effectuées dans les mêmes conditions mais à des durées différentes (soit 7, 14 et 21 jours) de façon à pousser l'altération des minéraux des rejets à différents degrés.

Mise en place de l'essai

Une masse du rejet de concentrateur est pesée dans un support à échantillon poreux composé de cellulose (figure 3.3a et b, point 4) dont la masse est connue exactement. On place le support à échantillon et son contenu dans la chambre à échantillon (figure 3.3a et b, point 3) sur le réacteur, ici placé hors de la montée de la vapeur. Le fluide d'extraction utilisé dans cette étude est de l'eau déionisée. On place 200 mL de ce fluide dans le ballon à la base du réacteur (figure 3.3a, point 2).

Déroulement de l'essai

L'essai en réacteur de Soxhlet fonctionne selon le principe suivant. Le fluide d'extraction est chauffé et la vapeur produite est condensée (grâce à la colonne de condensation, figure 3.3a, point 1) avant de tomber dans la chambre contenant le matériel à altérer. Comme le support à échantillon utilisé est poreux à l'eau, le matériel se sature en eau. Dans la variante du réacteur avec cycles de battements et de séchages, un siphon (figure 3.3b, point 5) permet d'accumuler le fluide d'extraction dans la chambre contenant le matériel jusqu'à un certain niveau, au-delà duquel le fluide d'extraction contenant les charges de métaux à extraire retourne dans le ballon contenant le reste du fluide.

Durant l'essai en réacteur de Soxhlet avec cycles de battements de nappe et de séchage, les périodes de lixiviation sont intercalées avec des périodes de séchage à l'étuve afin d'améliorer l'apport en oxygène aux grains du matériel. En effet, les battements dans le réacteur ne permettent pas d'assécher le matériel, qui demeure alors à un degré de saturation en eau élevée tout au long des périodes de lixiviation. Le séchage à l'étuve (entre 35 et 40°C) du matériel entre les périodes de lixiviation permet donc aux grains d'être asséchés et, ainsi, d'améliorer le contact entre les surfaces des grains du matériel et l'oxygène gazeux, permettant ainsi l'oxydation. En effet, c'est lors du séchage des résidus que les conditions d'oxydation sont maximales (Aubertin et *al*, 2002). La figure 3.4 illustre ce phénomène.

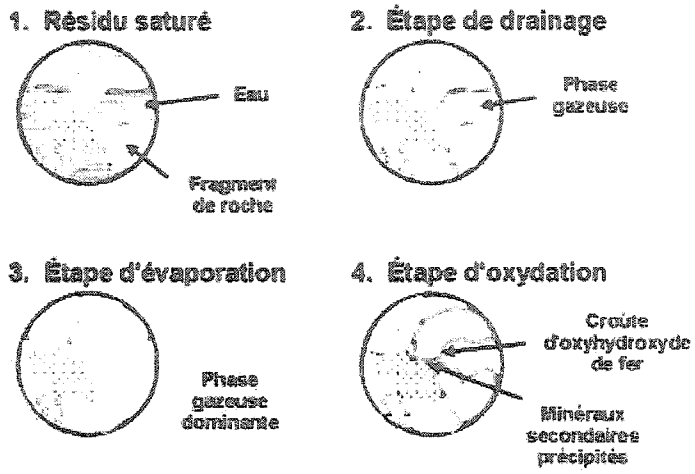


Figure 3.4 : Illustration de l'oxydation des sulfures en relation avec les cycles de mouillage et séchage (tirée de Aubertin et *al.*, 2002)

Lors des périodes de battements de nappe, le matériel dans le réacteur se trouve dans la situation montrée au point 1 de la figure 3.4. Les périodes de séchage permettent au matériel de passer par les étapes 2, 3 et 4, qui ne sont jamais atteintes lors des périodes de lixiviations. Ainsi, les conditions nécessaires à l'occurrence des réactions d'oxydation de la pyrite, que l'on tente de provoquer, devraient être atteintes de façon plus efficace en réacteur de Soxhlet avec cycles de battements et séchage. Lors des étapes de mouillage suivant les étapes de séchage, les minéraux secondaires formés durant le séchage sont pour la plupart dissous et entraînés dans le fluide d'extraction et récupérés lors du démantèlement de l'essai.

Démantèlement des essais en réacteur de Soxhlet

Une fois l'essai réalisé, le matériel solide est rincé avec un excès d'eau déionisée pour en extraire l'eau interstitielle et l'entraîner dans le ballon d'extraction. Une fois le rinçage terminé, l'eau du ballon est recueillie, mesurée et analysée pour sa teneur en métaux par ICP-AES. De plus, le matériel solide est séché et caractérisé par les différentes méthodes qui sont expliquées aux sections 3.2 et 3.3.

3.4.2 Mini-cellules d'altération

Les mini-cellules d'altération utilisées dans le cadre de cette étude sont basées sur les travaux de Cruz et *al.* (2001a, b). Les échantillons sont mis en place dans des entonnoirs Buchner de 5 cm de diamètre. Le matériel est déposé sur un géotextile qui est lui-même déposé sur un filtre de silice de 0,4 µm. Le tout est maintenu hermétiquement en place à l'aide de graisse à vide. Le Buchner est pesé une fois muni du filtre, du géotextile et de la graisse, cette mesure permettant de faire le bilan de masse lors du démantèlement de l'essai. La figure 3.5 montre une mini-cellule d'altération telle qu'utilisée dans ce travail.

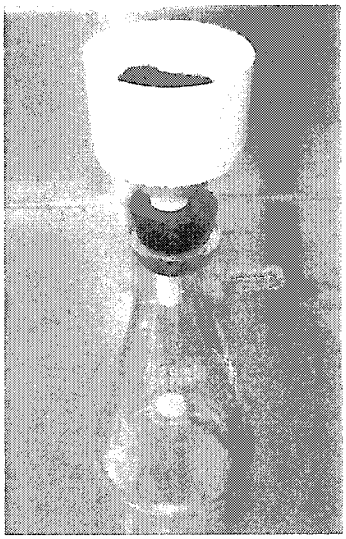


Figure 3.5 : Mini-cellule utilisée dans le cadre de ce travail

Mise en place de l'essai

Le rejet de concentrateur sec est pesé dans un bécher de 50 mL. On sature ensuite le rejet avec de l'eau déionisée avant de le transférer dans la mini-cellule. Le transfert quantitatif du matériel dans la mini-cellule est assuré par le rinçage des parois du bécher par un excès d'eau déionisée que l'on transfère aussi dans la mini-cellule. Une fois la mise en place terminée, on filtre l'excédent d'eau à l'aide d'une pompe à vide.

Le filtrat est récupéré dans l'erlenmayer de 250 mL prévu à cet effet et montré à la figure 3.5.

Déroulement de l'essai

Les lixiviations sont effectuées les lundis et jeudis de chaque semaine en utilisant 15 mL d'eau déionisée, que l'on laisse réagir 3 heures avec le matériel avant de le filtrer. Dans cet essai, il a été convenu de ne suivre que la chimie du lixiviat, c'est-à-dire de mesurer la teneur des éléments dissous. Les autres paramètres tels que le Eh, le pH et la conductivité, couramment analysés dans les essais cinétiques comme les cellules d'humidité ou les colonnes, ne seront pas suivis puisque l'on s'intéresse surtout aux évolutions minéralogiques du solide. Les résultats des essais en mini-cellule d'altération sur les mêmes matériaux réalisés par Villeneuve (2004) sont aussi disponibles.

Comme on s'intéresse dans cette étude aux évolutions minéralogiques ayant cours dans les solides, seules les charges de métaux extraits dans les solutions d'exfiltration sont importantes, et non leur concentration. De plus, les volumes des rinçages sont faibles (15 mL), et les volumes récoltés dans chacune des solutions d'exfiltration sont trop faibles pour permettre leur analyse par ICP-AES. Par conséquent, plusieurs solutions d'exfiltration successives sont combinées avant d'être analysées. On a donc accès à la charge totale des métaux extraits par la combinaison des solutions d'exfiltration combinées.

Récolte des lixiviats

Lors de la collecte des lixiviations successives combinées dans les essais en mini-cellules d'altération, le liquide est transféré quantitativement dans une fiole jaugée de 200 mL et conservé par l'ajout d'acide nitrique dilué. Lorsque les solutions combinées sont analysées, on amène à la jauge le volume dans la fiole par ajout d'acide nitrique dilué. On obtient ainsi une solution de matrice semblable aux solutions de calibrage

utilisées par l'appareil ICP-AES lors de l'analyse. Comme la concentration en métaux et le volume des échantillons sont connus exactement grâce à cette méthodologie, il est possible de déterminer tout aussi exactement la charge de métaux lixiviés du matériel dans la mini-cellule d'altération à chaque prélèvement (7, 14 ou 21 jours).

Démantèlement de l'essai

La méthode de démantèlement employée est inspirée de la méthode ASTM no D 5744-96 (1998) pour les cellules humides d'altération. Le démantèlement débute par la pesée de l'entonnoir Buchner contenant le matériel sec, de façon à en déduire la masse de solide restante à la fin de l'essai et, ainsi, calculer les bilans de masse. Une extraction des composantes solubles du solide final est effectuée à l'aide d'un nettoyage du solide par un volume d'eau suffisant pour remplir la mini-cellule. Ce nettoyage est répété 2 autres fois de façon à s'assurer d'enlever toutes les composantes solubles de la mini-cellule. Le filtrat recueilli est filtré, acidifié et, ensuite, analysé par ICP-AES pour sa charge en métaux. Le solide est séché puis caractérisé selon les méthodes décrites aux sections 3.2 et 3.3.

3.5 Résultats des caractérisations des matériaux étudiés

Les rejets de concentrateur étudiés dans le cadre de la présente étude proviennent de mines abitibiennes. L'échantillon UQ-8 est un rejet de concentrateur provenant d'une mine au nord de l'Abitibi. Les échantillons MAT-M1, MAT-M2, LAR-M3 et GRE-M1 sont des résidus miniers qui ont été modifiés par désulfuration, de façon à obtenir des matériaux se trouvant à l'intérieur ou près de la zone d'incertitude des essais statiques de prédiction de la génération d'acide (voir aussi Villeneuve, 2004).

3.5.1 Propriétés chimiques et environnementales des matériaux

Le tableau 3.1 montre les compositions chimiques totales des matériaux étudiés, alors que le tableau 3.2 montre les résultats des essais statiques.

Tableau 3.1 : Composition chimique des résidus miniers étudiés

Élément	UQ-8	GRE-M1	LAR-M3	MAT-M1	MAT-M2
Al (%p/p)	3,81	7,51	5,87	3,16	2,99
C (%p/p)	2,79	1,39	0,21	3,06	2,75
Ca (%p/p)	3,43	2,89	1,68	3,79	3,60
Cu (%p/p)	0,012	0,030	0,023	0,026	0,028
Fe (%p/p)	17,1	11,5	2,83	16,6	17,9
Mg (%p/p)	1,65	2,87	0,73	3,15	2,94
Mn (%p/p)	0,456	0,196	0,043	0,434	0,409
Na (%p/p)	1,80	1,36	1,37	1,01	1,01
Ni (%p/p)	0,005	0,017	0,008	0,007	0,007
Pb (%p/p)	0,008	0,034	0,046	0,028	0,028
S_{total} (%p/p)	7,09	1,09	0,816	1,90	2,85
S_{SO4} (%p/p)	1,37	0,202	0,15	0,57	0,234
$S_{sulfure}$ (%p/p)	5,72	0,89	0,666	1,33	2,62
Si (%p/p)		53,09	68,81	53,29	46,82
Zn (%p/p)	0,007	0,159	0,108	0,234	0,276
Ca+Mg+Mn (%p/p)	5,54	5,96	2,45	7,37	6,95

On remarque que les teneurs en soufre sulfure sont faibles pour quatre des cinq matériaux étudiés. En effet, les matériaux GRE-M1, LAR-M3, MAT-M1 et MAT-M2 ont des teneurs en $S_{sulfure}$ variant entre 0,666 et 2,62 %, alors que le matériel UQ-8 en contient 5,72 %. Les teneurs cumulatives de calcium (Ca), magnésium (Mg) et manganèse (Mn), représentées par Ca+Mg+Mn, varient entre 2,45 et 7,37 %. On peut aussi observer que les teneurs en cuivre (Cu) et en zinc (Zn) sont très faibles, montrant que les minéraux sulfureux auxquels ils sont associés (chalcopyrite et sphalérite respectivement) ne sont présents qu'en faible proportion. Cette observation pourra être confirmée par les analyses minéralogiques au DRX présentées à la section 3.3.1. Les

teneurs élevées en silice (variant entre 53 et 69 %) indiquent que les matériaux sont majoritairement composés de silicates, autre observation qui sera confirmée par les caractérisations minéralogiques par DRX.

Le tableau 3.2 montre les résultats des déterminations des potentiels de neutralisation et de génération d'acide par la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) et par le PNC.

Tableau 3.2 : Résultats des essais statiques de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) (PN, PA, PNN, PN/PA) et par le carbone inorganique (PNC, PNNC, PNC/PA)

Matériel	PN (kg $CaCO_3$/t)	PA (kg $CaCO_3$/t)	PNN=PN-PA (kg $CaCO_3$/t)	PN/PA (-)	PNC (kg $CaCO_3$/t)	PNNC=PNC-PA (kg $CaCO_3$/t)	PNC/PA (-)
UQ-8	64,2	199	-135,2	0,32	232,5	33,5	1,17
GRE-M1	71,7	27,7	44,0	2,59	115,8	88,1	4,18
LAR-M3	13,6	24,5	-10,9	0,56	17,5	-7,0	0,71
MAT-M1	93,9	54,5	39,4	1,72	255,0	200,5	4,68
MAT-M2	79,0	81,8	-2,8	0,97	229,2	147,4	2,80

On remarque que les valeurs du potentiel de neutralisation (PN) sont systématiquement moins élevées que celles du potentiel de neutralisation des carbonates (PNC). Pour les matériaux GRE-M1 (PN=71,7 kg $CaCO_3$/t; PNC=115,8 kg $CaCO_3$/t) et LAR-M3 (PN=13,6 kg $CaCO_3$/t; PNC=17,5 kg $CaCO_3$/t), la différence est relativement faible. Cependant, les matériaux UQ-8, MAT-M1 et MAT-M2 montrent des différences entre le PN et le PNC beaucoup plus importantes. En effet, les valeurs de PN pour ces matériaux sont toutes inférieures à 94 kg $CaCO_3$/t, alors que leurs valeurs de PNC sont toutes supérieurs à 229 kg $CaCO_3$/t. Des écarts tels que ceux obtenus entre les PN et les PNC des matériaux UQ-8, MAT-M1 et MAT-M2 peuvent être causés principalement par deux facteurs. Tout d'abord, ces écarts peuvent s'expliquer par la présence de sidérite, qui n'est pas un minéral neutralisant (MEND, 1991) et qui n'est pas pris en compte dans l'essai de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), alors qu'il l'est dans la méthode des carbonates. De plus, ces résultats peuvent être indicateurs de la

présence de minéraux carbonates qui ne sont pas bien pris en compte dans l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) telles l'ankérite et la dolomite (Kwong et Ferguson, 1997; Weber et *al.*, 2004), mais qui sont intégralement considérés dans la méthode des carbonates. Ces hypothèses seront vérifiées par la caractérisation minéralogique au DRX présentée à la section 3.5.3.

Les valeurs du potentiel de génération d'acide (PA) sont très différentes selon les rejets étudiés. Les valeurs varient entre 24,5 kg $CaCO_3$/t (LAR-M3) et 199 kg $CaCO_3$/t (UQ-8). Les valeurs de PA utilisées dans les deux types de méthodes (PN et PNC) sont les mêmes, et elles sont déterminées par calcul à partir de la teneur en soufre sulfure dans les matériaux (voir section 2.2.3). À cause de cela, les valeurs de PNC/PA sont, elles aussi, systématiquement plus élevées que celles de PN/PA. Pour le matériel LAR-M3 (PN/PA=0,56; PNC/PA=0,71), la différence est faible, alors que pour les matériaux UQ-8 (PN/PA=0,32; PNC/PA=1,17), GRE-M1 (PN/PA=2,59; PNC/PA=4,18), MAT-M1 (PN/PA=1,72; PNC/PA=4,68) et MAT-M2 (PN/PA=0,97, PNC/PA=2,80), ces différences sont plus importantes.

Selon les valeurs de PNN, le matériel UQ-8 est générateur d'acide avec un PNN de -135,2 kg $CaCO_3$/t, alors que les matériaux GRE-M1 et MAT-M1 sont non générateurs d'acide avec des PNN de 44,0 et 39,4 kg $CaCO_3$/t respectivement (selon les critères définis par Miller et *al.* (1991) pour les essais statiques de Sobek et *al.* (1978) présentés à la section 2.3.2). Les matériaux LAR-M3 et MAT-M2 se trouvent dans la zone grise avec des PNN de -10,9 et -2,8 kg $CaCO_3$/t respectivement. Les rapports PN/PA de 0,56 et 0,97 respectivement pour ces matériaux semblent par contre indiquer que les matériaux sont susceptibles d'être générateurs d'acide (selon les critères définis par Morin et Hutt, 1994, et Price et *al*, 1997, présentés à la section 2.3.2).

Selon les valeurs de PNNC, les matériaux UQ-8, GRE-M1, MAT-M1 et MAT-M2 sont non générateurs d'acide avec des valeurs variant entre 33,5 kg $CaCO_3$/t (UQ-8) et

200,5 kg $CaCO_3$/t (MAT-M1), si l'on utilise les critères de Miller et *al.* (1991), cependant valides pour les essais statiques de Sobek et *al.* (1978) seulement. Par contre, le matériel LAR-M3 se trouve dans la zone d'incertitude, avec un PNNC de -7,0 kg $CaCO_3$/t selon le même critère, mais avec de fortes chances d'être générateur d'acide selon les critères définis par Morin et Hutt (1994) définis pour tous les types d'essais statiques.

3.5.2 Propriétés physiques des matériaux

La figure 3.6 montre les courbes granulométriques des matériaux étudiés, déterminées par granulométrie laser, alors que le tableau 3.3 résume les informations tirées de ces courbes granulométriques, en plus d'y montrer les résultats des densités relatives et des surfaces spécifiques.

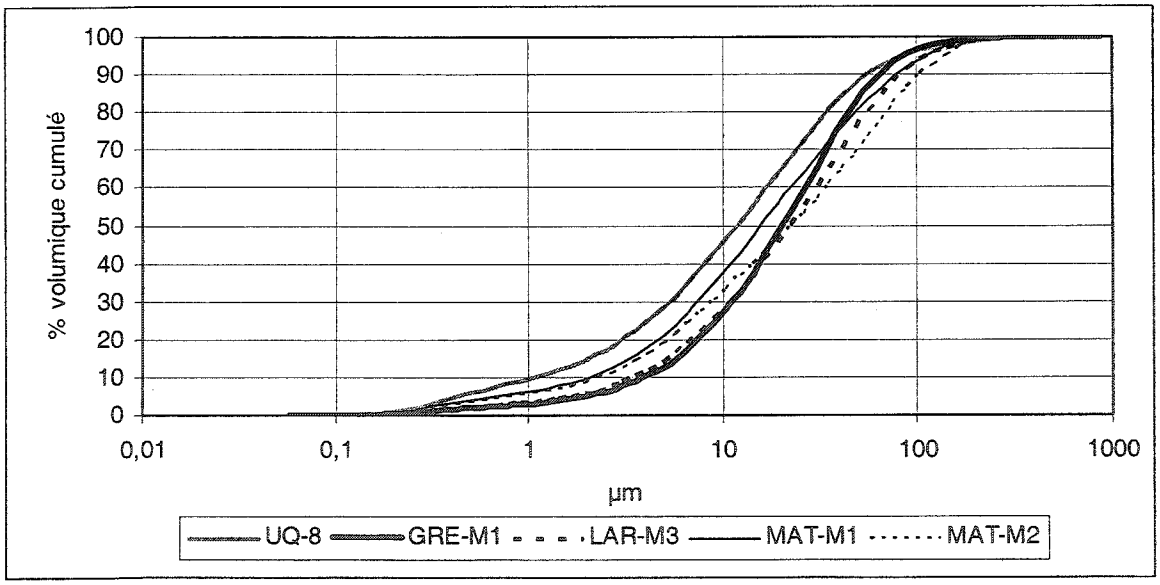


Figure 3.6 : Courbes granulométriques cumulées des matériaux étudiés

Tableau 3.3 : Caractéristiques physiques des matériaux étudiés

Propriété	D_r (-)	S_s (m^2/g)	% passant à 80µm	D_{10} (µm)	D_{50} (µm)	D_{90} (µm)
UQ-8	3,04	5,89	94,6	1,08	11,88	54,8
GRE-M1	2,90	3,24	94,0	3,92	20,38	63,84
LAR-M3	2,78	1,54	89,2	3,46	22,43	83,27
MAT-M1	3,03	1,90	90,3	2,04	15,68	78,45
MAT-M2	3,07	1,49	83,6	2,35	22,78	104,50

La granulométrie des cinq matériaux étudiés diffère peu. En effet, ces matériaux sont typiques des rejets de concentrateurs de mines canadiennes de roches dures (Bussière, 1993; Aubertin et *al.*, 1996) avec un %passant 80µm variant entre 83,6 % (pour MAT-M2) et 94,6 % (pour UQ-8). Les valeurs de D_{90} (diamètre correspondant à 90 % volumique cumulé sur la distribution granulométrique) sont elles aussi typiques des résidus de concentrateurs, avec des valeurs inférieures à 83,3 µm pour tous les matériaux sauf pour MAT-M2, avec 104,5 µm. Il en est de même pour les valeurs de D_{50} et D_{10}, qui sont inférieurs à 22,8 et 3,9 µm respectivement. La densité relative (D_r) des matériaux, variant entre 2,78 (pour LAR-M3) et 3,07 (pour MAT-M2) est aussi typique des résidus de concentrateurs (Aubertin et *al.*, 1996). Enfin, la valeur de surface spécifique (S_s) du matériel UQ-8 (5,89 m^2/g) est la plus élevée des matériaux étudiés. Le matériel ayant la deuxième valeur la plus élevée de S_s est GRE-M1 avec 3,24 m^2/g, suivis par les matériaux LAR-M3, MAT-M1 et MAT-M2 dont les valeurs sont tous trois inférieures à 1,90 m^2/g.

3.5.3 Propriétés minéralogiques des matériaux par DRX

Les compositions minéralogiques des cinq rejets de concentrateur déterminées par DRX sont montrées au tableau 3.4. Les informations à tirer de ce tableau sont résumées dans la présente section, selon les familles générales de minéraux.

Tableau 3.4 : Composition minéralogique déterminée par DRX

Minéral	*Formule*	*UQ-8*	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
Quartz	SiO_2	18,0%	29,4%	56,0%	37,8%	36,9%
Albite	$NaAlSi_3O_8$	21,9%	14,1%	18,3%	7,1%	6,3%
Chlorite	$(Mg,Fe)_5Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_8$	6,8%	17,6%	6,7%	13,4%	11,8%
Biotite	$K(Mg,Fe)_3AlSi_3O_{10}(OH)_2$	0,6%				
Muscovite	$KAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH)_2$	7,8%	12,0%	0,4%		
Paragonite	$NaAl_2(Si_3Al)O_{10}(OH)_2$		8,0%	14,3%		
Talc	$Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$				1,8%	1,9%
Mica phlogopite	$KMg_3AlSi_3O_{10}F(OH)$				6,4%	6,5%
Hornblende	$Ca_2[Mg_4(Al,Fe^{3+})]Si_7AlO_{22}(OH)_2$	7,0%				
Épidote	$Ca_2(Fe,Al)Al_2(SiO_4)(Si_2O_7)O(OH)$		9,2%			
Calcite	$CaCO_3$	2,2%	5,4%	3,1%	4,3%	4,4%
Ankérite	$Ca(Mg_a, Mn_b, Fe_c)(CO_3)_2$	2,6%	3,0%		8,9%	8,1%
Dolomite	$CaMg(CO_3)_2$	7,3%				
Pyrite	FeS_2	11,8%	1,2%	1,2%	2,3%	5,4%
Sphalérite	ZnS	0,01%	0,03%	0,03%	0,07%	0,27%
Chalcopyrite	$CuFeS_2$	0,05%	0,02%		0,06%	0,05%
Magnétite	$FeO\text{-}Fe_2O_3$				6,5%	8,2%
Sidérite	$FeCO_3$	10,8%			11,6%	10,3%
Gypse	$CaSO_4 \cdot 2H_2O$	3,1%				
Total		**100,0%**	**99,9%**	**100,0%**	**100,2%**	**100,1%**

UQ-8

Dans le rejet UQ-8, les silicates sont dominants : l'albite (21,9 %) étant le plus abondant, suivi par le quartz (18,0 %), puis la muscovite (7,8 %), le hornblende (7,0 %) et le chlorite (6,8 %) en proportions semblables et, finalement, la biotite en traces (0,6 %). La dolomite (7,3 %), l'ankérite (2,6 %) et la calcite (2,2 %) sont les carbonates neutralisants dans UQ-8. La sidérite est aussi présente en quantité importante (10,8 %) dans le rejet UQ-8, mais rappelons que celle-ci n'est pas un carbonate neutralisant en raison de la présence de fer ferreux dans la stoechiométrie (MEND, 1991). Le sulfure le plus abondant est la pyrite avec 11,8 %. Il s'agit de la plus haute teneur en pyrite des rejets de concentrateurs étudiés ici. La sphalérite (0,01 %) et la chalcopyrite (0,05 %) sont présentes en traces dans le matériel UQ-8. Ce rejet est le seul où le gypse a été

détecté. Ce minéral est fréquemment retrouvé à pH près de la neutralité, en présence de sulfures qui s'oxydent en générant du sulfate (SO_4^{2-}) et de l'acide, qui est neutralisé par les carbonates, qui génèrent des ions calcium (Ca^{2+}), permettant ainsi la formation du gypse ($CaSO_4 \cdot 2H_2O$) (Alpers et *al.*, 1994; Blowes et Ptacek, 1994). Il est à noter que le rejet UQ-8 a été soumis dans une étude préalable à un essai cinétique en colonne (Benzaazoua et *al.*, 2004). La portion oxydée retrouvée près de la surface des rejets mis en place dans la colonne est utilisée dans cette méthode.

GRE-M1

Le quartz est le silicate le plus abondant dans GRE-M1 avec près du tiers de la composition du matériel (29,4 %), suivi de la chlorite (17,6 %), de l'albite (14,1 %), de la muscovite (12,0 %), de l'épidote (9,2 %) et de la paragonite (8,0 %). Le matériel GRE-M1 est donc composé à plus de 90 % de silicates. Les carbonates détectés sont la calcite (5,4 %) et l'ankérite (3,0 %). Le sulfure principal est la pyrite (1,2 %), suivi par des traces de sphalérite (0,03 %) et de chalcopyrite (0,02 %).

LAR-M3

Le quartz représente plus de la moitié de la composition du matériel LAR-M3 avec 56,0 %, suivi par l'albite/orthose (18,3 %) et la paragonite (14,3 %), puis par la chlorite (6,7 %) et, enfin, par la muscovite en traces (0,4 %). Les silicates composent donc plus de 95 % de ce matériel. Le seul carbonate détecté fut la calcite avec une teneur de 3,1 %. La pyrite est le sulfure dominant avec 1,2 %, suivie par la sphalérite en traces (0,03 %).

MAT-M1 et MAT-M2

Les minéralogies des matériaux MAT-M1 et MAT-M2, à l'échelle de l'analyse DRX, sont très semblables. Le quartz est le silicate le plus abondant (avec 37,8 et 36,9 % respectivement), suivi par le chlorite (13,4 et 11,87 %), puis par l'albite/orthose (7,1 et 6,3 %) et le phlogopite mica (6,4 et 6,5 %) et, enfin, par le talc (1,8 et 1,9 %). Les

silicates composent donc environ les deux tiers de ces matériaux, avec 66,5 et 63,4 % respectivement pour MAT-M1 et MAT-M2. Dans ces mêmes rejets, l'ankérite (8,9 et 8,1 %) et la calcite (4,3 et 4,4 %) sont les carbonates neutralisants. On trouve aussi de la sidérite (carbonate non neutralisant, MEND, 1991) en quantités importantes dans MAT-M1 et MAT-M2, respectivement 11,6 et 10,3 %. Le sulfure majeur dans ces rejets est la pyrite (2,3 et 5,4 % respectivement), suivi par la sphalérite (0,07 et 0,27 % respectivement) et la chalcopyrite (0,06 et 0,05 % respectivement), tous deux en traces. Les rejets MAT-M1 et MAT-M2 sont les seuls où la magnétite a été détectée, avec respectivement 6,5 et 8,2 %. Cet oxyde de fer est considéré comme un minéral qui n'intervient pas dans les processus de génération de DMA.

3.5.4 Propriétés minéralogiques de l'ankérite par MEB

Comme l'ankérite ($Ca(Mg_a, Mn_b, Fe_c)(CO_3)_2$) est une solution solide, sa composition peut varier significativement d'un matériel à l'autre et même à l'intérieur d'un gisement et, donc, d'un rejet de concentrateur. Ce minéral étant un carbonate neutralisant (Kwong, 1993; Paktunc, 1999a) et sa teneur en fer étant directement liée à son potentiel neutralisant (Paktunc, 1999b; la présence du fer en diminue le potentiel neutralisant), il est nécessaire de caractériser précisément la composition de ce minéral dans les matériaux. La méthodologie employée ici consiste à analyser plusieurs grains d'ankérite dans chaque rejet où sa présence est détectée par DRX (tous les rejets sauf LAR-M3) et de déterminer la composition moyenne de ce minéral. Comme les matériaux MAT-M1 et MAT-M2 proviennent du même gisement, la composition et la variabilité de l'ankérite ont été considérées comme étant les mêmes pour les deux matériaux. Le tableau 3.5 montre les résultats obtenus pour la caractérisation de l'ankérite dans les autres rejets UQ-8, GRE-M1, MAT-M1 et MAT-M2.

Tableau 3.5 : Détermination des compositions de l'ankérite dans les matériaux étudiés (n : nombre d'analyses effectuées)

Élément	*UQ-8* *n=10*	*GRE-M1* *n=6*	*MAT-M1 et MAT- M2* *n=10*
Mg (coeffi. a)			
Moyenne	0,25	0,37	0,33
Écart-type	0,14	0,11	0,09
Mn (coeff. b)			
Moyenne	0,08	0,06	0,07
Écart-type	0,02	0,02	0,03
Fe (coeff. c)			
Moyenne	0,68	0,57	0,60
Écart-type	0,14	0,13	0,08
Composition	$Ca(Mg_{0,25}Mn_{0,08}Fe_{0,68})(CO_3)_2$	$Ca(Mg_{0,37}Mn_{0,06}Fe_{0,57})(CO_3)_2$	$Ca(Mg_{0,33}Mn_{0,07}Fe_{0,60})(CO_3)_2$
Masse molaire	208,86	203,98	205,23

On observe que les compositions des ankérites s'avèrent effectivement différentes d'un matériel à l'autre. Par exemple, la teneur en magnésium dans ce minéral passe d'un coefficient stoechiométrique de 0,25 dans UQ-8 à 0,37 dans GRE-M1. La teneur en manganèse est plus stable à travers les rejets, passant de 0,06 dans GRE-M1 à 0,08 dans UQ-8. Les coefficients stoechiométriques du fer varient quant à eux de 0,57 dans GRE-M1 à 0,68 dans UQ-8. Ces variations de composition font osciller la masse molaire du minéral entre 204 et 209 g/mol environ.

Les ankérites présentent aussi une certaine variabilité à l'intérieur même d'un matériel. Les écarts-types des valeurs des analyses peuvent parfois atteindre près de la moitié de la valeur de la moyenne comme, par exemple, dans le cas du magnésium dans UQ-8, dont la teneur moyenne est de 0,25 avec un écart-type de 0,14. Pour le magnésium dans les matériaux GRE-M1 (moyenne=0,37, écart-type=0,11), MAT-M1 et MAT-M2 (moyenne=0,33, écart-type=0,09), les variabilités sont moins importantes. Les

variabilités pour le manganèse sont importantes par rapport aux teneurs déterminées, passant d'une moyenne de 0,07 pour un écart-type de 0,03 dans les matériaux MAT-M1 et MAT-M2, à une moyenne de 0,08 pour un écart-type de 0,02 dans UQ-8. Enfin, les variabilités pour le fer sont les moins importantes. En effet, celles-ci passent d'une moyenne de 0,57 pour un écart-type de 0,13 dans GRE-M1 jusqu'à une moyenne de 0,60 pour un écart-type de 0,08 dans MAT-M1 et MAT-M2.

Comme le nombre d'analyses effectuées est relativement faible (n=10 maximum), il est normal de trouver des écart-types importants par rapport aux valeurs moyennes, surtout pour le magnésium et le manganèse, qui possèdent des coefficients plus faibles. Cependant, le but de l'exercice était de déterminer la teneur en fer dans les ankérites, et cet élément montre des écart-types relativement moins importants par rapport aux moyennes. Par conséquent, on peut utiliser les valeurs moyennes du fer avec confiance pour ajuster les potentiels neutralisants des ankérites. Rappelons que le PN de ce minéral diminue de façon proportionnelle à sa teneur en fer.

CHAPITRE 4

COMPARAISONS DES APPROCHES DE DÉTERMINATION DU PN

Comme il a été mentionné au Chapitre 2, différentes approches et méthodes ont été proposées dans la littérature pour évaluer le potentiel de génération d'acide de rejets miniers à l'aide d'essais statiques. Il existe cependant peu de travaux qui ont comparé les différentes approches entre elles et peu ont mis l'emphase sur les rejets à faibles potentiels de génération d'acide. Pourtant, c'est sur ce type de rejet qu'il est important de mettre l'emphase puisque le mode de gestion des rejets miniers sera différent selon que l'on classifie le rejet minier comme générateur ou non d'acide.

Dans ce chapitre, les résultats d'essais statiques réalisés à l'aide des deux principales approches (chimique et minéralogique) sur cinq rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide seront comparés entre eux. Les différences observées entre les résultats obtenus, autant avec les approches chimiques que minéralogiques, sont analysées en tenant compte des minéralogies des matériaux. À titre de rappel, le tableau 4.1 énumère les différentes méthodes de détermination du potentiel de génération d'acide à l'aide d'essais statiques.

Tableau 4.1 : Énumération des différents essais statiques étudiés dans ce travail

Méthodes de détermination du potentiel de génération d'acide	
Chimiques	***Minéralogiques***
Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997)	Kwong (1993)
Méthode du carbone inorganique	Lawrence et Scheske (1997)
Day et *al.* (1997)	Paktunc (1999a et 1999b)

En tout, six méthodes de détermination du potentiel de génération d'acide sont comparées, soit trois méthodes chimiques et trois méthodes minéralogiques. Les trois méthodes chimiques sont la méthode de Sobek modifié (Lawrence et Wang, 1997; voir

section 2.2.3), la méthode du carbone inorganique (section 2.2.7) et, enfin, l'approche de Day et *al.* (1997; section 2.4.7). Quant aux méthodes minéralogiques, il s'agit de la méthode de Kwong (1993; section 2.4.1), la méthode de Lawrence et Scheske (1997; section 2.4.4) et la méthode de Paktunc (1999a, b; section 2.4.5).

4.1 Détermination des potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide des matériaux initiaux

Cette section présente le détail des résultats obtenus pour les méthodes minéralogiques de Kwong (1993), de Lawrence et Scheske (1997) et de Paktunc (1999a, b). Étant donné qu'aucun calcul n'est nécessaire dans l'approche de Day et *al.* (1997), cette dernière sera plutôt présentée à la section 4.6. Les résultats des essais statiques chimiques de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) et du carbone inorganique ont été présentés lors de la caractérisation des matériaux à la section 3.5.1 et ne seront pas montrés ici.

4.1.1 Potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide déterminés selon la méthode de Kwong (1993)

Les potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide selon la méthode de Kwong (1993; voir section 2.4.1) sont calculés à partir des propriétés minéralogiques déterminées par DRX et montrées à la section 3.5.3. Les résultats de ces calculs sont présentés au tableau 4.2.

Tableau 4.2 : Potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide des matériaux étudiés déterminés par la méthode de Kwong (1993)

Minéral	Matériel				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
Quartz	0,003	0,005	0,007	0,005	0,005
Albite	0,004	0,003	0,003	0,001	0,001
Chlorite	0,012	0,032	0,008	0,018	0,016
Biotite	0,001				
Muscovite/illite	0,001	0,001			
Talc				0,004	0,004
Phlogopite mica				0,013	0,013
Paragonite		0,001	0,001		
Hornblende	0,009				
Épidote		0,019			
Calcite	0,061	0,148	0,057	0,088	0,090
Ankérite	0,055	0,068		0,149	0,135
Dolomite	0,209				
Pyrite	0,260	0,027	0,018	0,039	0,092
Paramètre a	0,260	0,027	0,018	0,039	0,092
Paramètre b	0,356	0,277	0,075	0,278	0,265
Paramètre M=a-b	-0,096	-0,250	-0,057	-0,239	-0,172

Dans le tableau 4.2, les contributions individuelles de chacun des minéraux aux paramètres « a » et « b » sont inscrites. Le paramètre « a » est la somme des contributions des minéraux générateurs d'acide dans le rejet : dans notre cas, seule la pyrite est considérée comme minéral générateur d'acide, les autres sulfures étant présents à des teneurs trop peu significatives. Le paramètre « b » est la somme des contributions des minéraux neutralisants du matériel. Tous les minéraux contribuent au paramètre « b » sauf la pyrite, et ce, dans les 5 matériaux étudiés. Le paramètre « M » est la différence entre les paramètres « a » et « b » : s'il est supérieur à zéro, le matériel est considéré comme générateur, alors que s'il est négatif, le matériel est considéré comme neutralisant. Cette méthode ne propose pas de zone d'incertitude et la limite entre les verdicts de potentiellement générateur et potentiellement neutralisant d'acide est donc une valeur « M » de zéro.

Selon le tableau 4.2, la dolomite est le neutralisant apportant la plus importante contribution individuelle au potentiel de neutralisation du matériel UQ-8. En effet, la dolomite possède une contribution individuelle au paramètre « b » de 0,209 sur un total de 0,356, soit près de 59 % du potentiel de neutralisation total. Les autres minéraux apportant une contribution importante à la neutralisation dans UQ-8 sont, par ordre croissant d'importance, la calcite (0,061 ou 17 %) et l'ankérite (0,055 ou 15 %). Ensemble, les 3 carbonates assurent environ 91 % de la neutralisation globale du matériel selon la méthode de Kwong (1993). Le 9 % restant est issu des contributions individuelles des silicates. Le paramètre « a », qui représente le potentiel de génération d'acide, est de 0,260. La valeur de « M » est de -0,096. Selon la méthode de Kwong (1993), le matériel UQ-8 est donc non générateur net d'acide puisque sa production potentielle de protons est inférieure au potentiel de les neutraliser.

Le matériel GRE-M1 possède le deuxième plus faible paramètre « a » des matériaux étudiés avec 0,027. Son paramètre « b » est beaucoup plus élevé avec une valeur de 0,277, pour une différence « M » de -0,250. Ce matériel est donc considéré comme non générateur d'acide par la méthode de Kwong (1993). Le minéral apportant la plus grande contribution au paramètre « b » est la calcite, avec une contribution de 0,148 ou 53 % du potentiel global de neutralisation. L'ankérite arrive deuxième en contribution à ce paramètre avec 0,068 ou 25 %. Ensemble, les carbonates contribuent donc à environ 78 % du potentiel global de neutralisation selon l'approche de Kwong (1993). La contribution restante au potentiel de neutralisation d'acide est assurée par les silicates composant le matériel.

Le matériel LAR-M3 possède les plus petits paramètres « a » et « b » des matériaux étudiés, soit respectivement 0,018 et 0,075 pour une différence « M » de -0,057. Ce matériel est donc considéré comme non générateur d'acide selon la méthode de Kwong (1993). L'unique carbonate composant le rejet LAR-M3 (la calcite) apporte la grande

majorité du potentiel de neutralisation de ce rejet avec une contribution de 0,057 ou 76% du paramètre « b ». La chlorite (0,008, soit 11 % de « b ») et le quartz (0,007, soit 9% de « b ») sont les autres minéraux apportant des contributions au paramètre « b ». La contribution relativement élevée pour le quartz dans le rejet LAR-M3, malgré un poids relatif de 0,004 selon la classification de Kwong (1993), provient de sa teneur élevée (56 % massique).

Le rejet MAT-M1 possède un paramètre « a » de 0,039 et un paramètre « b » de 0,278, pour une différence « M » de -0,239. Le matériel MAT-M1 est donc considéré comme non générateur d'acidité par cette méthode. Les carbonates calcite et ankérite apportent des contributions individuelles respectives de 0,088 (32 % du paramètre « b ») et 0,092 (54 % du paramètre « b »), pour un total de 86% du potentiel global de neutralisation de ce matériel. La chlorite (0,018, soit 6 % de « b ») et le mica phlogopite (0,013, soit 5 % de « b ») complètent la grande partie du potentiel de neutralisation du rejet MAT-M1.

Le matériel MAT-M2 est, lui aussi, considéré comme non générateur d'acide selon cette méthode, avec des paramètres « a » et « b » de 0,092 et 0,265 respectivement, pour une différence « M » de -0,172. La calcite contribue au paramètre « b » avec 0,090 (34 %) et l'ankérite apporte une contribution de 0,135 (51 %). Ensemble, ces carbonates contribuent à 85 % du paramètre « b », la partie restante du potentiel de neutralisation étant assurée par les silicates composant le matériel, qui sont la chlorite (0,016, soit 6 % de b) et le mica phlogopite (0,013, soit 5 % de b).

4.1.2 Potentiels minéralogiques de neutralisation selon la méthode de Lawrence et Scheske (1997)

Le PN minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) est calculé aussi à partir des analyses minéralogiques obtenues par DRX (présentés à la section 3.5.3). Selon cette

méthode, le PN total est simplement la somme des contributions individuelles des minéraux du rejet, alors que le PA est calculé de la même façon que les essais statiques de type chimique, soit à partir de la teneur en $S_{sulfure}$ (voir la section 2.4.4 pour plus de détails sur cette méthode). Le tableau 4.3 montre les contributions individuelles de chacun des minéraux aux PN totaux obtenus par cette méthode, de même que les valeurs de PA, PNN et des rapports PN/PA qui en découlent.

Tableau 4.3 : Déterminations minéralogiques des potentiels de neutralisation de Lawrence et Scheske (1997) pour les matériaux étudiés (toutes les valeurs sont en kg $CaCO_3$/t)

Minéral	Matériel				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
Quartz	1,2	2,0	3,7	2,5	2,5
Albite	1,7	1,1	1,4	0,5	0,5
Chlorite	4,6	11,8	4,5	9,0	7,9
Biotite	0,6				
Muscovite/illite	0,2	0,3			
Talc				1,9	2,0
Phlogopite mica				6,1	6,2
Paragonite		0,2	0,4		
Hornblende	3,4				
Épidote		7,1			
Calcite	23,0	54,0	31,0	43,0	44,0
Ankérite	21,0	24,7		72,4	65,9
Dolomite	79,2				
PN total	**134,8**	**101,2**	**41,0**	**135,5**	**129,0**
PA	**199,4**	**27,7**	**24,5**	**54,5**	**81,8**
PNN	**-64,6**	**73,5**	**16,5**	**81,0**	**47,2**
Rapport PN/PA (sans unité)	**0,68**	**3,65**	**1,67**	**2,49**	**1,58**

Le tableau 4.3 montre que UQ-8 est le seul rejet considéré comme générateur d'acide par cette méthode, avec un PNN de -64,6 kg $CaCO_3$/t et un rapport PN/PA de 0,68. Rappelons que l'on considère habituellement un rejet minier générateur d'acide lorsque son PNN est inférieur à -20 kg $CaCO_3$/t, qu'il est non générateur d'acide lorsque son PN est supérieur à 20 kg $CaCO_3$/t et que son comportement est incertain entre –20 et

+20 kg $CaCO_3$/t (Miller et *al*, 1991). On interprète les différentes expressions du rapport PN/PA selon les critères définis par Price et *al.* (1997) :

PN/PA<1 : générateur
1<PN/PA<2 : possiblement générateur
2<PN/PA<4 : faibles chances d'être générateur
PN/PA>4 : non générateur.

Le rejet GRE-M1 est considéré comme non générateur d'acide par cette méthode, avec un PNN de 73,5 kg $CaCO_3$/t et un rapport PN/PA de 3,65 (peu de chances de générer de l'acide). Le rejet LAR-M3 se trouve dans la zone d'incertitude avec un PNN de 16,5 kg $CaCO_3$/t et un rapport PN/PA de 1,67. Les rejets MAT-M1 et MAT-M2 ne diffèrent pas beaucoup en valeur de PN, avec respectivement 135,5 et 129,0 kg $CaCO_3$/t. Cependant, leur PA est de 54,5 et 81,8 kg $CaCO_3$/t respectivement. Le PNN de MAT-M1 se trouve donc dans la zone de non génération d'acide avec 81 kg $CaCO_3$/t et un rapport PN/PA de près de 2,5 (peu de chances de générer de l'acide), alors que le rejet MAT-M2 se trouve plus près de la zone d'incertitude avec la méthode du PNN avec une valeur de 47,2 kg $CaCO_3$/t et dans la zone d'incertitude pour la méthode du rapport PN/PA avec une valeur de 1,58 (possiblement générateur).

Selon la méthode de Lawrence et Scheske (1997), le potentiel de neutralisation (PN) provient essentiellement des minéraux de la famille des carbonates. En effet, dans le rejet UQ-8, les minéraux calcite (23,0 kg $CaCO_3$/t), ankérite (21,0 kg $CaCO_3$/t) et dolomite (72,2 kg $CaCO_3$/t) représentent ensemble 86 % de la valeur de PN total de 134,8 kg $CaCO_3$/t. Pour le rejet GRE-M1, la calcite (54,0 kg $CaCO_3$/t) et l'ankérite (24,7 kg $CaCO_3$/t) représentent environ 78 % du PN total de 101,2 kg $CaCO_3$/t. Dans le rejet LAR-M3, la calcite (31,0 kg $CaCO_3$/t) représente 76 % du PN total de 41,0 kg $CaCO_3$/t. Les valeurs de PNN évaluées à l'aide de cette méthode pour les rejets MAT-M1 et MAT-M2 se ressemblent beaucoup, avec respectivement 135,5 et 129,0 kg

$CaCO_3$/t. Dans les deux cas, les deux minéraux responsables en majorité de ce potentiel de neutralisation sont la calcite et l'ankérite. Dans MAT-M1, la calcite (43,0 kg $CaCO_3$/t ou 32 % du PN total) et l'ankérite (72,4 kg $CaCO_3$/t ou 53 % du PN total) représentent ensemble 85 % du PN de ce rejet. Dans MAT-M2, la calcite (44,0 kg $CaCO_3$/t ou 34 % du PN total) et l'ankérite (65,9 kg $CaCO_3$/t ou 51 % du PN total) représentent ensemble 85 % du PN de ce rejet.

4.1.3 Potentiels minéralogiques de neutralisation et de génération d'acide selon la méthode de Paktunc (1999a, b)

Le PN et le PA minéralogiques selon Paktunc (1999a, b) peuvent être calculés pour tout rejet minier dont la minéralogie est connue. Cette méthode est expliquée à la section 2.4.5. En utilisant encore les minéralogies obtenues par DRX, dont les résultats sont présentés à la section 3.5.3, les PN et PA ont été calculés pour les cinq rejets étudiés. Les résultats sont présentés au tableau 4.4.

Tableau 4.4 : Déterminations minéralogiques des potentiels de neutralisation de Paktunc (1999a, b) calculés pour les 5 rejets de concentrateur étudiés (toutes les valeurs sont en kg $CaCO_3$/t)

Minéral	Matériel				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
Albite	166,7	107,3	139,3	54,0	47,9
Chlorite	91,5	236,8	90,1	180,3	158,7
Biotite	6,9				
Muscovite/illite	99,2	150,6	5,0		
Talc				14,4	15,2
Phlogopite mica				69,5	70,5
Paragonite		104,8	187,2		
Hornblende	77,6				
Épidote		115,1			
Calcite	23,0	54,0	31,0	43,0	44,0
Ankérite	10,8	13,8		40,3	19,0
Dolomite	77,7				
Pyrite	196,9	20,0	20,0	38,4	90,1
PN total	555,1	782,6	452,7	402,3	373,9
PNC total	113,3	68,0	31,0	84,2	81,5
PA total	196,9	20,0	20,0	38,4	90,1
PNN	358,2	762,6	432,7	363,9	283,8
PNNC	-83,6	48,0	11,0	45,8	-8,6
PN/PA (sans unité)	2,82	39,1	22,6	9,95	4,15
PNC/PA (sans unité)	0,57	3,40	1,55	1,66	0,91

Le tableau 4.4 montre les contributions individuelles de chaque minéral au PN et au PA, de même que les PN et PA totaux et les PNN, PNNC, PN/PA et PNC/PA que l'on peut en déduire pour chaque matériel étudié. Le PNC de Paktunc (1999b) est la somme des contributions au PN des minéraux carbonatés seulement, et le PNNC est la différence entre cette valeur et le PA de Paktunc (1999a, b).

Comme les PN déterminés selon cette méthode englobent les potentiels de neutralisation des silicates en considérant leur dissolution complète par la neutralisation d'acide, ces potentiels semblent surestimés de façon considérable lorsque l'on compare les résultats aux autres méthodes. En conséquence, tous les matériaux étudiés sont

considérés comme non générateurs d'acide selon la méthode de Paktunc (1999a, b) avec des valeurs de PNN qui varient entre 283,8 kg $CaCO_3$/t (MAT-M2) et 762,6 kg $CaCO_3$/t (GRE-M1). Les PNN de Paktunc (1999a) sont donc largement surestimés et semblent irréalistes. Afin de pallier à cette lacune, Paktunc (1999b) suggère de modifier sa propre méthode et d'utiliser seulement la sommation des contributions des minéraux de type carbonates (appelés PNC de Paktunc, 1999b), afin de mieux refléter les potentiels de neutralisation disponibles en conditions réelles. Ce dernier a démontré que la comparaison entre cette méthode et les résultats des PN de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) est bonne pour des rejets de concentrateur composés d'un mélange de minéraux de type carbonate (calcite, dolomite, sidérite) et de quartz à des teneurs variées. En effet, Paktunc (1999b) a obtenu une relation linéaire entre les valeurs de PNC ainsi calculées et les PN de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) de pente très proche de 1, à l'ordonnée à l'origine très proche de zéro et au coefficient de détermination (R^2) de 0,985 et plus, selon les mélanges étudiés.

Les bilans entre les PNC de Paktunc (1999b) et les PA de Paktunc (1999a, b), représentés par les valeurs de PNNC de Paktunc (1999b), sont plus typiques des valeurs obtenues avec les essais statiques chimiques courants tel l'essai de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) pour les rejets étudiés. En effet, les résultats des PNNC pour ces derniers varient entre -83,6 kg $CaCO_3$/t (UQ-8) et 48,0 kg $CaCO_3$/t (GRE-M1) alors que les PNN de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) présentés à la section 3.5.1 varient entre -135,2 kg $CaCO_3$/t (UQ-8) et 44,0 kg $CaCO_3$/t (GRE-M1).

4.1.4 Sommaire des résultats obtenus à l'aide des essais statiques minéralogiques et chimiques

Le tableau 4.5 reprend, à titre comparatif, les résultats des différentes méthodes minéralogiques et chimiques de détermination des potentiels de neutralisation et de

génération d'acide. Toutes les valeurs dans ce tableau sont en kg $CaCO_3$/t, sauf pour la méthode de Kwong (1993) où les valeurs sont sans unités.

Tableau 4.5 : Résumé des résultats obtenus pour les différentes méthodes minéralogiques et chimiques de détermination des potentiels de neutralisation et de génération d'acide sur les matériaux étudiés (tous les résultats sont en $CaCO_3$/t)

Paramètre	Matériel				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
PN Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	64,2	71,7	13,6	93,9	91,0
PNC chimique	232,5	115,8	17,5	255,0	229,2
PN Lawrence et Scheske (1997)	134,8	101,2	41,0	135,5	129,0
PN Paktunc (1999a, b)	555,1	782,6	452,7	402,3	373,9
PNC Paktunc (1999b)	113,3	68,0	31,0	84,2	81,5
PA chimique	199,4	27,7	24,5	54,5	81,8
PA Paktunc (1999a,b)	196,9	20,0	20,0	38,4	90,1
PNN Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	-135,2	44,0	-10,9	39,4	9,2
PNNC chimique	33,1	88,1	-7,0	200,5	147,4
PNN Paktunc (1999a,b)	358,2	762,6	428,2	363,9	283,8
PNNC Paktunc (1999a,b)	-83,6	48,0	11,0	45,8	-8,6
PNN Lawrence et Scheske (1997)	-64,6	73,5	16,5	81,0	47,2
Paramètre M de Kwong (1993) (sans unité)	-0,096	-0,250	-0,057	-0,239	-0,172

On remarque au tableau 4.5 que les valeurs de PN et PNC sont regroupées ensemble. Il en est de même pour les valeurs de PA et les valeurs de PNN et PNNC. Le paramètre « M » de Kwong (1993) est présenté avec les PNN et PNNC dans le tableau, car il représente, lui aussi, une différence entre la génération et la neutralisation d'acide. La nature du calcul de cette méthode fait en sorte que les valeurs obtenues sont, par contre, très différentes de celles obtenues avec toutes les autres méthodes étudiées.

Les PNN et PNNC classent le matériel UQ-8 dans différentes zones selon la méthode employée. Par exemple, les méthodes classant ce matériel dans la zone de génération d'acide sont le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) (-135,2 kg $CaCO_3$/t), le PNNC de Paktunc (1999a, b) (-83,6 kg $CaCO_3$/t) et le PNN de Lawrence et Scheske (1997) (-64,6 kg $CaCO_3$/t). Le PNNC chimique et le PNN de Paktunc considèrent le matériel UQ-8 comme non générateur avec respectivement 33,1 et 358,2 kg $CaCO_3$/t. La méthode de Kwong (1993) classe aussi le rejet UQ-8 comme non générateur avec un M de -0,096.

Le matériel GRE-M1 est considéré comme non générateur d'acide par toutes les méthodes étudiées ici. En effet, le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) (44,0), le PNNC chimique (88,1 kg $CaCO_3$/t), le PNN et le PNNC de Paktunc (1999a et b) (762,6 et 48,0 kg $CaCO_3$/t respectivement), le PNN de Lawrence et Scheske (1997) (73,5 kg $CaCO_3$/t) et le paramètre M de Kwong (1993) (-0,250) mettent tous le matériel GRE-M1 dans la zone de non génération d'acide.

Le rejet LAR-M3 se trouve soit dans la zone d'incertitude, soit dans la zone de non génération d'acide, selon la méthode employée. En effet, le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) et le PNNC (-10,9 et -7,0 kg $CaCO_3$/t respectivement), en plus du PNNC de Paktunc (1999a et b) (11,0 kg $CaCO_3$/t) et du PNN de Lawrence et Scheske (1997) (16,5 kg $CaCO_3$/t) placent tous le rejet LAR-M3 dans la zone d'incertitude. Par contre, le PNN de Paktunc (1999a, b) (428,2 kg $CaCO_3$/t) et le paramètre « M » de Kwong (1993) (-0,057), qui n'a pas de zone d'incertitude, placent le rejet LAR-M3 dans la zone de non génération d'acide.

Toutes les méthodes employées de détermination du potentiel de génération d'acide considèrent le rejet MAT-M1 comme non générateur d'acide. En effet, le PNN chimique (39,4), le PNNC chimique (200,5 kg $CaCO_3$/t), le PNN et le PNNC de Paktunc (1999a, b) (363,9 et 45,8 kg $CaCO_3$/t respectivement), le PNN de Lawrence et

Scheske (1997) (81,0 kg $CaCO_3$/t) et le paramètre M de Kwong (1993) (-0,239) mettent tous le rejet MAT-M1 dans la zone de non génération d'acide.

Enfin, le rejet MAT-M2 se trouve soit dans la zone d'incertitude, soit dans la zone de non génération d'acide, selon la méthode employée pour déterminer son potentiel de génération d'acide. En effet, le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) place le rejet MAT-M1 dans la zone d'incertitude avec -2,8 kg $CaCO_3$/t. Par contre, le PNNC chimique (147,4 kg $CaCO_3$/t), le PNN de Paktunc (1999a, b) (283,8 kg $CaCO_3$/t), le PNN de Lawrence et Scheske (1997) (47,2 kg $CaCO_3$/t) et le paramètre « M » de Kwong (1993) (-0,172) considèrent tous le matériel MAT-M2 comme non générateur d'acide. Enfin, le PNNC de Paktunc (1999a, b) place ce rejet dans la zone d'incertitude avec -8,6 kg $CaCO_3$/t.

Une autre façon d'évaluer le potentiel de génération d'acide d'un rejet minier consiste à utiliser le rapport entre le potentiel de neutralisation et le potentiel d'acidification. Le tableau 4.6 compare différents rapports PN/PA : le rapport PN/PA de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), le rapport PNC/PA à partir du carbone inorganique, le rapport PN/PA en utilisant le PN de Lawrence et Scheske (1997) et le PA chimique, le PNC/PA où le PNC et le PA sont calculés par la méthode de Paktunc (1999a, b) et enfin le rapport b/a de la méthode de Kwong (1993), l'analogue du rapport PN/PA dans cette méthode.

Tableau 4.6 : Comparaisons des différents rapports PN/PA chimiques et minéralogiques

Paramètre	UQ-8	GRE-M1	LAR-M3	MAT-M1	MAT-M2
PN Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) / PA chimique	0,32	2,59	0,56	1,72	1,11
PNC/PA chimique (C_{inorg})	1,17	4,18	0,71	4,68	2,80
PN (Lawrence et Scheske, 1997) / PA	0,68	3,65	1,67	2,49	1,58
PNC/PA (Paktunc, 1999a, b)	0,57	3,40	1,55	1,66	0,91
b/a (Kwong, 1993)	1,37	10,3	4,17	7,13	2,88

Rappelons que l'on interprète les différentes expressions du rapport PN/PA selon les critères définis par Price et *al.* (1997) :

PN/PA<1 : générateur
1<PN/PA<2 : possiblement générateur
2<PN/PA<4 : faibles chances d'être générateur
PN/PA>4 : non générateur

On remarque que les différentes expressions du rapport PN/PA montrent des valeurs qui diffèrent parfois grandement pour un même matériel. Pour le rejet UQ-8, les expressions de ce rapport varient entre 0,32 (Sobek modifiée par Lawrence et Wang, 1997) et 1,37 (méthode de Kwong, 1993), ce qui représente une fourchette de valeurs relativement grande. La valeur élevée pour le carbone inorganique découle de la présence de sidérite dans le rejet UQ-8, qui n'est pas un minéral neutralisant (MEND, 1991), mais qui est un carbonate pris en compte dans la détermination du carbone inorganique. Si l'on exclut cette dernière méthode, toutes les autres s'entendent pour caractériser le rejet UQ-8 comme potentiellement générateur d'acide.

Tous les rapports caractérisent le rejet GRE-M1 comme potentiellement non générateur ou ayant de faibles chances de l'être selon le critère de Price et *al.* (1997), avec des valeurs variant entre 2,59 (Sobek modifiée par Lawrence et Wang, 1997) et 4,18 (carbone inorganique), et même 10,3 pour la méthode de Kwong (1993). Le rapport de la méthode de Kwong (1993) est aussi le plus élevé pour le matériel LAR-M3 avec 4,17, alors que les valeurs pour les rapports des autres méthodes varient entre 0,56 (Sobek modifiée par Lawrence et Wang, 1997) et 1,67 (Lawrence et Scheske, 1997). Le matériel LAR-M3 est donc considéré comme générateur ou potentiellement générateur par toutes les méthodes sauf pour celle de Kwong (1993), qui classe ce matériel comme non générateur. Cette dernière méthode semble surestimer la contribution des silicates à la neutralisation lorsque ces derniers sont en proportion importante par rapport aux carbonates, comme c'est le cas pour le rejets GRE-M1 et LAR-M3.

Pour le rejet MAT-M1, les rapports varient entre 1,66 (Paktunc, 1999a et b) et 7,13 (Kwong, 1993). La méthode de Kwong (1993) semble surestimer la contribution des silicates à la neutralisation pour le rejet MAT-M1, avec un rapport plus élevé qu'avec les autres méthodes pour ce rejet, dont la proportion de silicates neutralisants est importante par rapport aux carbonates. Le rapport pour le potentiel de neutralisation du carbone inorganique (PNC/PA) est de 4,68. On explique cette valeur élevée par la présence de sidérite. Tel que mentionné précédemment, ce minéral n'est pas un minéral neutralisant (MEND, 1991), mais il est pris en compte dans la méthode du carbone inorganique. Donc, trois méthodes considèrent le rejet MAT-M1 comme possiblement générateur, soit la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), la méthode de Lawrence et Scheske (1997) et la méthode du PNC de Paktunc (1999b), alors que deux le considèrent non générateur, soit la méthode du PNC (carbone inorganique) et la méthode de Kwong (1993).

Pour le rejet MAT-M2, les rapports varient entre 0,91 (PNC Paktunc, 1999a et b) et 2,88 (Kwong, 1993). Cette valeur pour la méthode de Kwong (1993) est considérée comme une surestimation au même titre que dans le matériel MAT-M1. En effet, le paramètre « b » est pratiquement identique entre ces deux rejets, mais la teneur en pyrite est doublée dans le matériel MAT-M2, augmentant le paramètre « a » par un facteur de 2 et diminuant le rapport entre « b » et « a » de moitié. La valeur élevée pour la méthode du carbone inorganique est ici aussi expliquée par la présence de sidérite, carbonate non neutralisant (MEND, 1991). La valeur la plus élevée sans tenir compte de ces deux méthodes surestimées est de 1,58 avec Lawrence et Scheske (1997). Ce rejet est donc considéré comme générateur ou possiblement générateur d'acide par trois méthodes et comme ayant de faibles chances d'être générateur d'acide par les deux autres selon les critères définis par Price et *al.* (1997). Il peut cependant être avancé que ces deux dernières méthodes surestiment le potentiel de génération d'acide en connaissant la minéralogie des rejets.

4.2 Comparaison entre le l'approche de Lawrence et Scheske (1997) et les méthodes chimiques

Dans cette section, les potentiels de neutralisation de Lawrence et Scheske (1997), basés sur la minéralogie des rejets, sont comparés aux méthodes chimiques (PN de Sobek modifié de Lawrence et Wang, 1997 et PNC chimique) pour les cinq rejets étudiés. Il est non pertinent de comparer ici les potentiels nets de neutralisation (PNN) puisque pour toutes ces méthodes, on soustrait le même PA chimique (PNN=PN-PA).

Le potentiel de neutralisation de Lawrence et Scheske (1997) est déterminé par calcul en utilisant les quantifications minéralogiques et les réactivités relatives de Kwong (1993). Les résultats comparatifs obtenus pour les rejets de concentrateurs initiaux étudiés dans ce travail sont montrés à la figure 4.1.

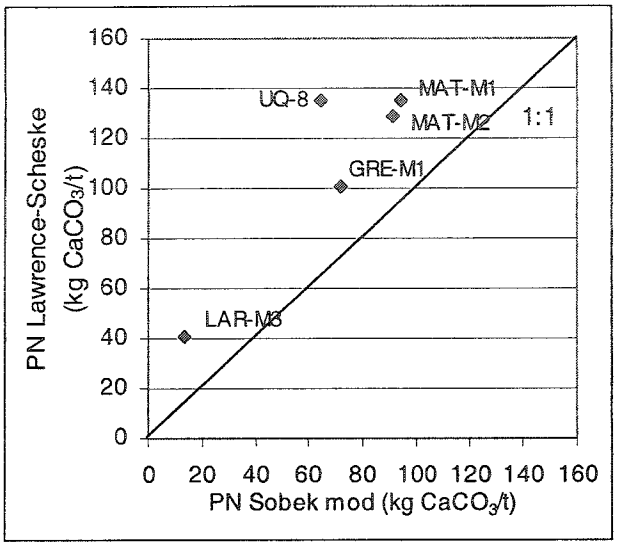


Figure 4.1 : Comparaison des PN de Lawrence et Scheske et des PN de Sobek modifiés par Lawrence et Wang (1997) pour les rejets initiaux des essais

La droite représentant la correspondance de 1:1 est montrée sur la figure 4.1 de façon à illustrer le fait que le PN minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) est systématiquement plus élevé que le PN chimique de 27,4 kg $CaCO_3$/t (LAR-M3) à 70,6 kg $CaCO_3$/t (UQ-8) pour les cinq rejets étudiés.

Pour le rejet LAR-M3, le fait que le PN minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) étudié ici soit plus élevé que le PN de Sobek modifiés par Lawrence et Wang (1997) indique que soit les silicates neutralisants possèdent un poids trop élevé dans la classification de Kwong (1993) utilisée dans le calcul minéralogique du PN, soit le PN chimique est sous-estimé dans le cas de rejets contenant trop peu de carbonates (calcite uniquement dans LAR-M3). Une explication de ce phénomène peut être que les ions de fer contenus dans le silicate neutralisant impliqué (chlorite dans LAR-M3) s'hydrolysent, générant ainsi de l'acide (Kwong et Ferguson, 1997). Le PN chimique devient de ce fait plus faible, et le PN minéralogique serait donc surestimé en ne tenant pas compte de ce phénomène (Kwong et Ferguson, 1997).

Pour les autres rejets étudiés, le fait que leur PN de Lawrence et Scheske (1997) soit plus élevé que leur PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est aussi explicable par le fait qu'ils contiennent de l'ankérite et de la dolomite (ce dernier se trouvant seulement dans UQ-8). En effet, il a été démontré par Kwong et Ferguson (1997) que ces minéraux ne sont pas totalement dissous dans l'essai de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997); les PN de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) pourraient donc être sous-estimés lorsque ces minéraux sont présents en teneurs non négligeables, comme c'est le cas pour les rejets UQ-8, GRE-M1, MAT-M1 et MAT-M2.

Le point représentant le rejet UQ-8 à la figure 4.1 se trouve à l'écart des autres. Il s'agit du rejet contenant la plus grande proportion de dolomite (7,3%) et d'ankérite (2,6%). Le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) dans ce rejet est donc le plus sous-estimé car ces minéraux sont mal pris en compte par cette méthode. Le point de ce rejet devrait donc se trouver plus près des autres points et de la droite de régression entre les valeurs comparées ici si la méthode du PN de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) prenait mieux en compte la contribution de ces minéraux.

Le potentiel chimique des carbonates est déterminé par calcul en utilisant la mesure de la teneur en carbone inorganique. La comparaison entre ce potentiel de neutralisation et le PN de Lawrence et Scheske (1997) est montrée à la figure 4.2 pour les rejets étudiés.

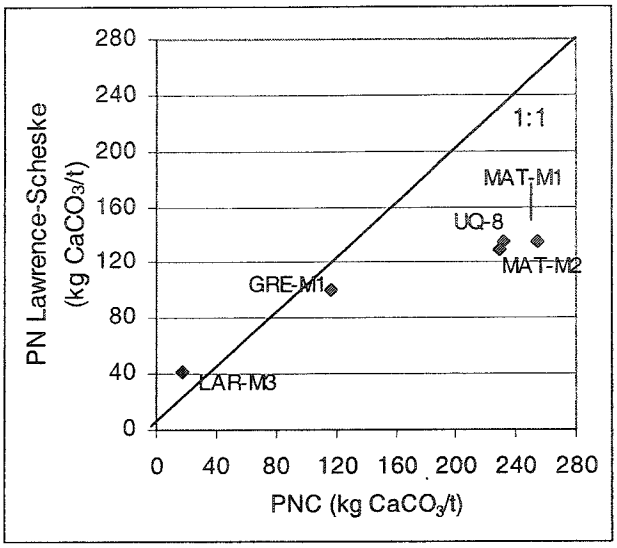


Figure 4.2 : Comparaison des PN de Lawrence et Scheske (1997) et des PNC chimiques pour les matériaux initiaux des essais

On remarque dans cette figure que le PNC est largement supérieur au PN de Lawrence-Scheske (1997). On remarque aussi que trois des matériaux étudiés (UQ-8, MAT-M1 et M2) montrent un PNC environ deux fois supérieur au PN de Lawrence et Scheske (1997). Ces matériaux contiennent de la sidérite en quantité importante (10,9, 11,6 et 10,3 % respectivement). Comme ce carbonate n'est pas un neutralisant net (MEND, 1991), il n'est pas pris en compte dans la détermination du PN minéralogique, alors qu'il l'est dans le PNC. Cela explique la grande différence des valeurs pour ces trois matériaux.

Un des rejets (LAR-M3) donne un PNC environ de deux fois inférieur au PN minéralogique. Ce rejet ne contient que très peu de calcite (le seul carbonate de ce rejet), et sa teneur en carbone inorganique se trouve près de la limite de détection de la méthode de détermination, ce qui peut expliquer cet écart. Une surestimation de la contribution des silicates neutralisants dans la classification de Kwong (1993) peut aussi expliquer ce phénomène. Le dernier rejet (GRE-M1) montre un PNC beaucoup plus près de la valeur de PN de Lawrence et Scheske (1997). Ce rejet contient de la

calcite et de l'ankérite, deux carbonates neutralisants, de même qu'une quantité significative de chlorite, un silicate neutralisant. Même si ce dernier est pris en compte dans le PN de Lawrence et Scheske (1997), le PNC est plus élevé. Il appert donc que le PNC donne en général des résultats supérieurs au PN minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) pour les rejets étudiés, sauf pour LAR-M3.

En connaissant la minéralogie des matériaux, il est possible de corriger les valeurs de PNC chimiques afin de tenir compte de la présence de carbonates non neutralisants comme la sidérite (MEND, 1991). Il s'agit en fait de soustraire la contribution de ces minéraux au carbone inorganique total. La formule suivante illustre le calcul de correction du PNC.

$$PNC_{corr} = PNC - \%FeCO_3 \times \frac{M_{CO_3}}{M_{FeCO_3}} \times \frac{M_{CaCO_3}}{M_{CO_3}} \times \frac{1000kg/t}{100\%} = PNC - \%FeCO_3 \times 10 \frac{M_{CaCO_3}}{M_{FeCO_3}} \quad [4.1]$$

où :

PNC_{corr} : potentiel de neutralisation des carbonates corrigé (kg $CaCO_3$/t)

PNC : potentiel de neutralisation des carbonates (kg $CaCO_3$/t)

$\%FeCO_3$: teneur massique en sidérite dans le matériel

M_i : masse molaire de l'espèce i (g/mol)

10 : facteur de conversion $\left(\frac{1000kg/t}{100\%}\right)$

Cet exercice a donc été effectué pour les matériaux étudiés ici et le résultat de la comparaison entre les valeurs de PN de Lawrence et Scheske (1997) et celles des PNC corrigés est montré à la figure 4.3.

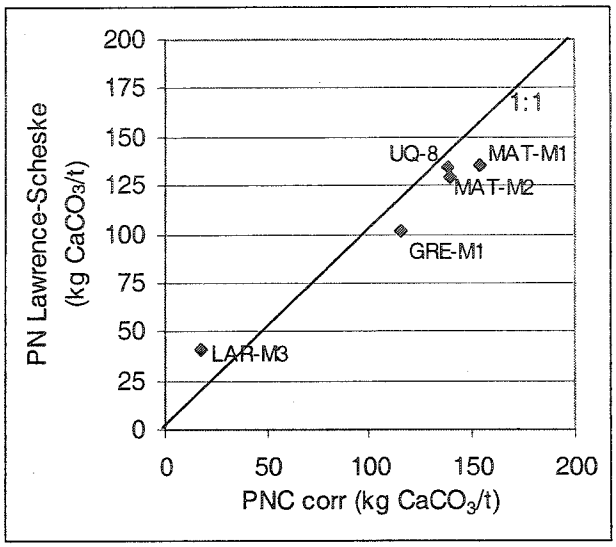


Figure 4.3 : Comparaison des PN de Lawrence et Scheske et des PNC chimiques corrigés pour les matériaux initiaux des essais

On remarque tout d'abord à la figure 4.3 que la surestimation des PNC corrigés par rapport aux PN de Lawrence et Scheske (1997) est moindre que dans le cas des PNC non corrigés présentés à la figure 4.2. Cependant, les PNC corrigés sont toujours légèrement plus élevés que les PN de Lawrence et Scheske (1997) pour les mêmes matériaux (UQ-8, MAT-M1, MAT-M2 et GRE-M1), et inférieurs pour LAR-M3. Il appert donc que le PN de Lawrence et Schseke (1997) est en général inférieur au PNC (sauf pour LAR-M3), malgré le fait qu'elle tient compte des silicates neutralisants, probablement à cause de la classification de Kwong (1993) utilisée dans le calcul minéralogique. En corrigeant les facteurs de Kwong, il serait possible de se rapprocher davantage des valeurs du PNC.

4.3 Comparaison entre les approches de Paktunc (1999a, b) et les méthodes chimiques

Dans cette section, les PNC de Paktunc (1999a, b) sont comparés au PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) et au PNC pour les rejets de concentrateur

initiaux. Il en sera de même pour les potentiels nets de neutralisation respectifs. Comme la méthode de Paktunc (1999a, b) calcule aussi un PA minéralogique, ce dernier sera comparé dans cette section au PA chimique. Le PN de Paktunc (1999a, b) ne sera pas comparé aux autres PN, car il a déjà été montré (au tableau 4.5) que les valeurs obtenues par cette méthode sont beaucoup trop élevées, et elles sont irréalistes du fait qu'elles tiennent en compte la dissolution totale des silicates.

Les PA calculés par la méthode de Paktunc (1999a, b) sont comparés à la figure 4.4 avec les PA chimiques basés sur la teneur en soufre sulfure. Le PA minéralogique de Paktunc (1999a, b) est calculé à partir des teneurs en sulfures dans les matériaux (en l'occurrence, la pyrite seulement) mesurées au DRX.

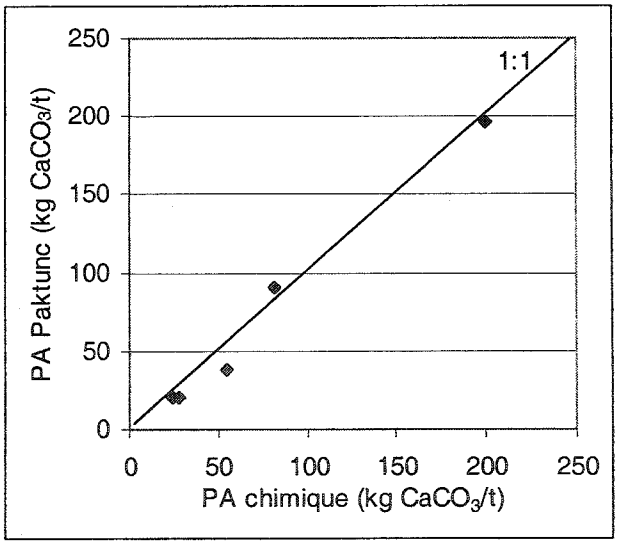


Figure 4.4 : Comparaison entre les PA minéralogiques de Paktunc (1999a et b) et les PA chimiques

On remarque, à la figure 4.4, que les PA déterminés par les deux méthodes sont très proches de la relation parfaite de 1:1 montrée sur la même figure. Cela indique que la quantification minéralogique au DRX est très près de la détermination de la teneur en

$S_{sulfure}$ déterminée chimiquement au laboratoire (ICP-AES) et utilisée pour calculer le PA chimique.

Comme le calcul minéralogique de PN de Paktunc (1999a) surestime largement les potentiels de neutralisation, Paktunc (1999b) suggère d'utiliser ce calcul en ne tenant compte que des carbonates neutralisants, nommé ici PNC de Paktunc (1999b). La figure 4.5 montre la comparaison entre le PNC de Paktunc (1999b) et le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les rejets de concentrateur étudiés.

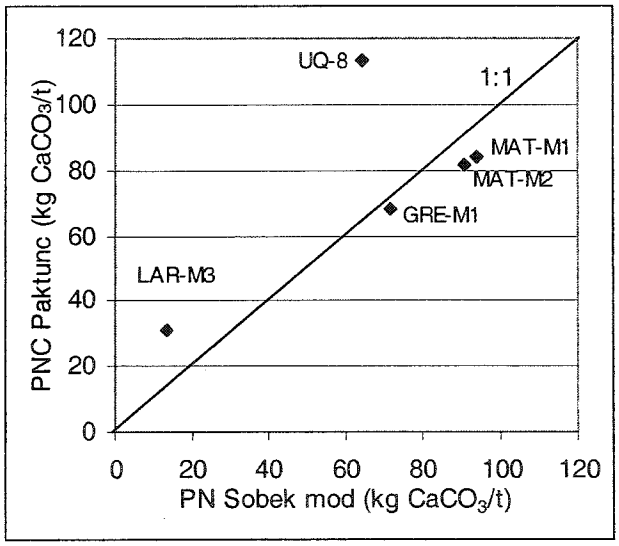


Figure 4.5 : Comparaison des PNC minéralogiques de Paktunc et des PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les rejets initiaux des essais

La figure 4.5 montre que les résultats de ce calcul minéralogique et du PN chimique se situent autour de la droite de corrélation 1:1. Le matériel le plus loin de cette corrélation est UQ-8, où le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est environ 57 % de la valeur de PNC de Paktunc (1999b). Rappelons que la raison de cette différence est que la dolomite et l'ankérite sont présentes dans ce rejet en proportion importante, et que ces derniers ne sont pas bien pris en compte dans la méthode du PN de Sobek modifié (1990) (valeurs sous-estimées). La différence de

minéralogie déterminée par DRX entre MAT-M1 et MAT-M2 est minime et ne fait différer leur PNC de Paktunc (1999b) que de quelques unités (84,2 et 81,5 kg $CaCO_3$/t respectivement).

La méthode minéralogique du PNC de Paktunc (1999a, b) est ici comparée au PNC chimique corrigé pour la présence de sidérite avec l'équation 4.1 proposée dans ce travail. Les teneurs en sidérite déterminées par DRX sont utilisées ici afin de calculer la correction. La figure 4.6 illustre cette comparaison.

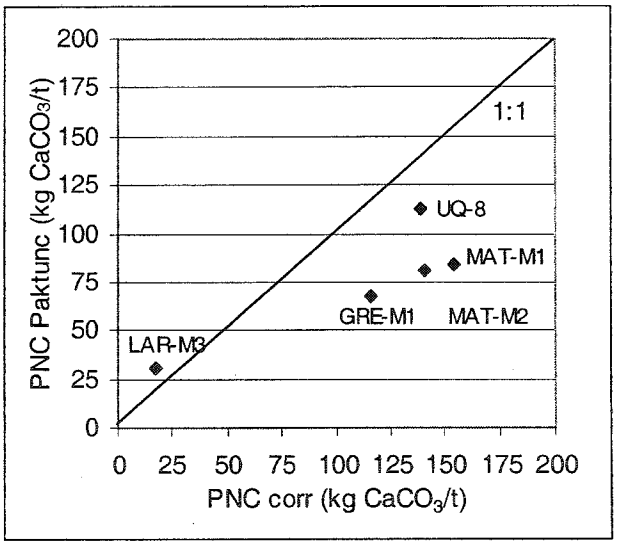


Figure 4.6 : Comparaison des PNC minéralogiques de Paktunc (1999b) et des PNC chimiques corrigés pour la présence de sidérite pour les rejets initiaux des essais

Dans la figure 4.6, on voit que l'écart entre les résultats du PNC de Paktunc (1999b) et ceux du PNC corrigé est tout de même important, avec les valeurs de PNC corrigé plus élevées pour tous les rejets sauf LAR-M3. La raison principale de cet écart est que la méthode minéralogique en question tient compte de la teneur en fer dans l'ankérite présent dans les rejets (sauf LAR-M3), qui diminue le potentiel neutralisant de ce minéral (voir section 2.4.5), alors que le PNC chimique n'en tient pas compte. De ce fait, plus la teneur en ankérite est importante, plus le PNC chimique est surestimé. Ce

phénomène est mis en évidence à la figure 4.7, où la différence entre les résultats des deux méthodes (PNC corrigé - PNC Paktunc, 1999b) est mise en relation avec la teneur en ankérite dans les rejets étudiés.

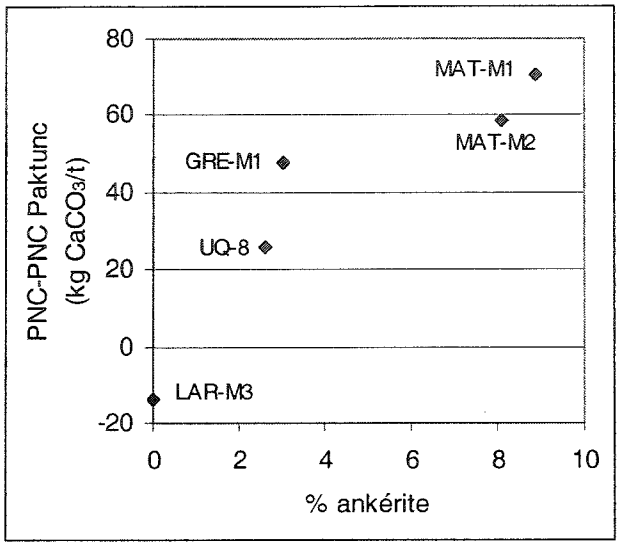


Figure 4.7 : Mise en évidence du lien entre la surestimation du PNC chimique par rapport au PNC de Paktunc (1999b) et la teneur en ankérite

On remarque à la figure 4.7 que pour un rejet ne contenant pas d'ankérite (LAR-M3), la différence entre les deux méthodes est faible (-13,5 kg $CaCO_3$/t). Pour les rejets UQ-8 et GRE-M1, dont les teneurs en ankérite sont respectivement de 2,6 et de 3,0 %, la différence entre les résultats des deux méthodes est de 25,9 et 47,8 kg $CaCO_3$/t respectivement. Enfin, les teneurs en ankérite des rejets MAT-M1 et MAT-M2 sont de 8,9 et 8,1 % respectivement et les différences entre les résultats de ces deux méthodes sont de 70,6 et 58,8 kg $CaCO_3$/t respectivement. La tendance est donc que plus la teneur en ankérite est importante, plus la méthode du PNC corrigé pour la présence de sidérite est surestimée par rapport au PNC de Paktunc (1999b), qui tient compte de la teneur en fer dans l'ankérite et diminue le potentiel de neutralisation attribuable à ce minéral.

Le PNNC minéralogique de Paktunc (1999b) est déterminé par différence entre le PNC de Paktunc (1999b) et le PA de Paktunc (1999a, b) (déterminé à partir de la teneur en pyrite par DRX). On compare à la figure 4.8 le PNNC de Paktunc (1999b) au PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997).

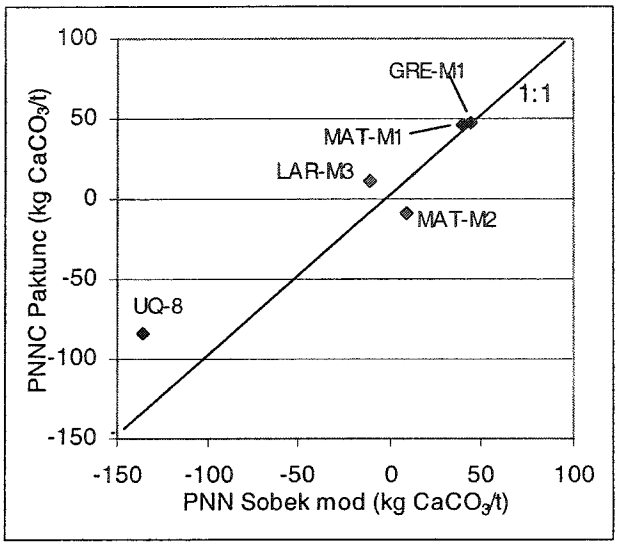


Figure 4.8 : Comparaison des PNNC de Paktunc (1999b) et des PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les matériaux initiaux des essais

On remarque à la figure 4.8 que le PNNC de Paktunc (1999b) est très près de la valeur de PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) sur une large plage de valeurs. Le PNNC de Paktunc (1999b) peut donc être utilisé, pour des matériaux semblables à ceux étudiés ici, en remplacement du PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) lorsque la minéralogie est connue avec une bonne précision.

4.4 Comparaison du PNN de Kwong (1993) et des PNN chimiques

La méthode minéralogique de Kwong (1993) permet d'obtenir une valeur de potentiel de neutralisation exprimée en termes de moles de protons générés par moles de matériel. En fait, si le nombre obtenu est supérieur à zéro, le matériel est considéré

comme un générateur net de protons (reliés à l'acidité), alors que si la valeur obtenue est inférieure à zéro, le matériel est considéré comme un neutralisant net. Cette valeur est donc comparable aux autres potentiels nets exploités jusqu'ici malgré les différences d'unités. Les prochaines sections montrent la comparaison entre le PNN de Kwong (1993) et les autres PNN.

Le PNN de Kwong (1993) est d'abord comparé aux PNN de la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997). Les figures 4.9a et 4.9b montrent la comparaison obtenue entre ces valeurs.

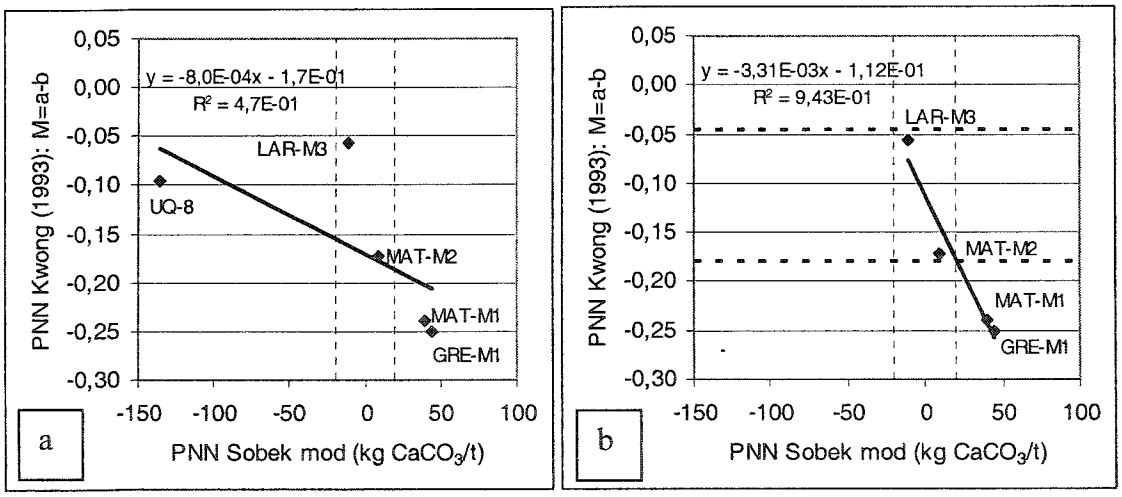


Figure 4.9 : Comparaison entre le PNN minéralogique de Kwong (1993) et le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les matériaux initiaux des essais (a : tous les rejets; b : sans UQ-8)

Dans la figure 4.9a, les résultats pour tous les rejets étudiés sont montrés. On remarque que les résultats du rejet UQ-8 semblent loin de la relation entre les résultats des quatre autres rejets. Rappelons que le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est sous-estimé pour ce rejet à cause de la présence de dolomite et d'ankérite en proportions importantes dans ce rejet par rapport aux autres. La figure 4.9b montre donc les résultats pour tous les rejets sauf UQ-8. On observe que le coefficient de détermination R^2 passe de 0,47 (en a) à 0,94 (en b). Les lignes pointillées verticales

montrées aux la figures 4.9a et 4.9b représentent les limites entre les zones de génération d'acide, d'incertitude et de non génération d'acide de la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997). Ces dernières sont situées à -20 et 20 kg $CaCO_3$/t. Les points où ces verticales rencontrent la droite de régression des valeurs obtenue sans tenir compte de UQ-8 (figure 4.9b) permettent de définir les limites des mêmes zones pour la méthode de Kwong (1993). Ces limites sont identifiées par les lignes horizontales pointillées sur la figure 4.9b, situées à des valeurs de « M » de -0,05 et -0,18. La zone d'incertitude de la méthode de Kwong (1993) analogue à celle du PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) se trouve donc entre ces valeurs de « M ». Si on ne tient pas du rejet UQ-8, la zone de génération d'acide de la méthode de Kwong (1993) se trouve au-dessus de la zone d'incertitude (« M »>-0,05), alors que la zone de non génération d'acide de cette méthode se trouve sous la zone d'incertitude (« M »<-0,18).

Il faut toutefois noter que les unités données par ces deux méthodes ne sont pas les mêmes, de par la nature différente des calculs. Malgré ce fait, les deux méthodes donnent des verdicts similaires pour les rejets étudiés (sauf pour UQ-8) en ce qui a trait aux potentiels de génération d'acide : GRE-M1 et MAT-M1 sont non générateurs, alors que LAR-M3 et MAT-M2 sont dans les zones d'incertitudes des deux méthodes. Par contre, le rejet UQ-8 est dans la zone d'incertitude de la méthode de Kwong (1993) alors que ce rejet est considéré générateur d'acide par le PNN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997).

Le fait que la zone d'incertitude définie ici ne soit pas située de part et d'autre de la valeur de « M »=0 montre que la méthode de Kwong (1993) surestime la valeur du paramètre « b » ou encore sous-estime la valeur du paramètre « a » par rapport à la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997). Afin de bien comparer dans quelle mesure l'un ou l'autre de ces paramètres est mal estimé, on peut les comparer à leur analogue de la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), soit le

PN avec le paramètre « b » et le PA avec le paramètre « a ». La figure 4.10 illustre comment ces paramètres analogues se comparent.

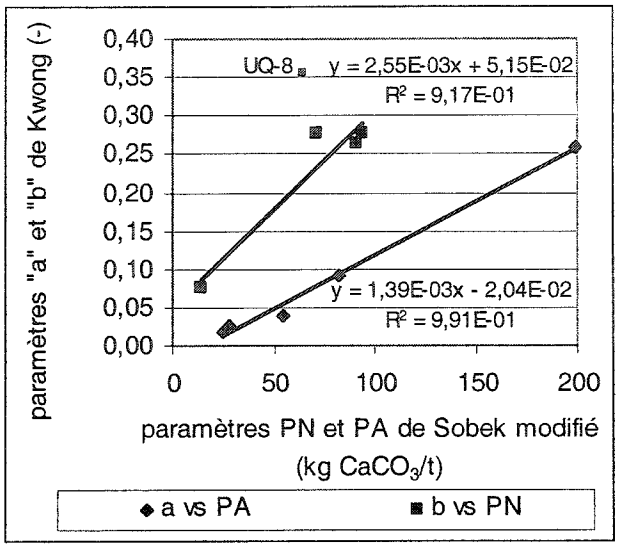


Figure 4.10 : Comparaison des paramètres « a » et « b » de la méthode de Kwong (1993) et des PN et PA de la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997)

On remarque à la figure 4.10 que la relation linéaire unissant le paramètre « a » et le PA présente un coefficient de détermination R^2 de 0,99, ce qui montre un excellent accord entre les analogues de ces deux méthodes. La comparaison entre le paramètre « b » et le PN est effectuée sans tenir compte du rejet UQ-8 pour les raisons mentionnées précédemment. On obtient donc une relation linéaire unissant le paramètre « b » et le PN avec un coefficient de détermination R^2 d'environ 0,92. On observe aussi que les points du paramètre « a » sont plus bas dans le graphe que les points du paramètre « b ». Comme le paramètre « M » de Kwong (1993) est la différence entre les paramètres « a » et « b » (« M » = « a » - « b »), le fait que les valeurs de « b » soient plus élevées que les valeurs de « a » explique pourquoi la zone d'incertitude ainsi définie est décalée vers les valeurs de « M » négatives.

Les deux méthodes possèdent donc leur propre zone de génération d'acide, de non génération d'acide et d'incertitude. La figure 4.11 reprend ces zones déterminées pour les méthodes de Kwong (1993) et de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997). Les zones où les essais sont en accord et en désaccord, quant à la nature génératrice des matériaux, y sont aussi montrées.

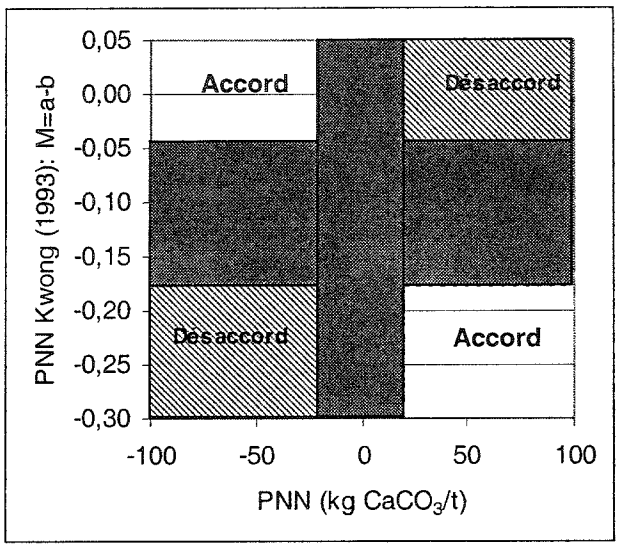


Figure 4.11 : Mise en évidence des zones d'accord et de désaccord sur la nature génératrice des matériaux entre les méthodes de Kwong (1993) et de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997)

On remarque à la figure 4.11 que le graphe est divisé en quadrants dont deux montrent un accord et deux montrent un désaccord entre les verdicts des essais statiques comparés. Les quadrants sont séparés entre eux par les zones d'incertitude des deux méthodes.

On a vu précédemment qu'il n'est pas pertinent d'utiliser le PNNC sans correction pour tenir compte de la présence de sidérite; la comparaison entre cette méthode et celle de Kwong (1993) ne sera donc pas étudiée. La figure 4.12 présente la comparaison entre le PNNC corrigé, afin de tenir compte de la présence de la sidérite (en utilisant l'équation 4.1), et le paramètre « M » de la méthode de Kwong (1993).

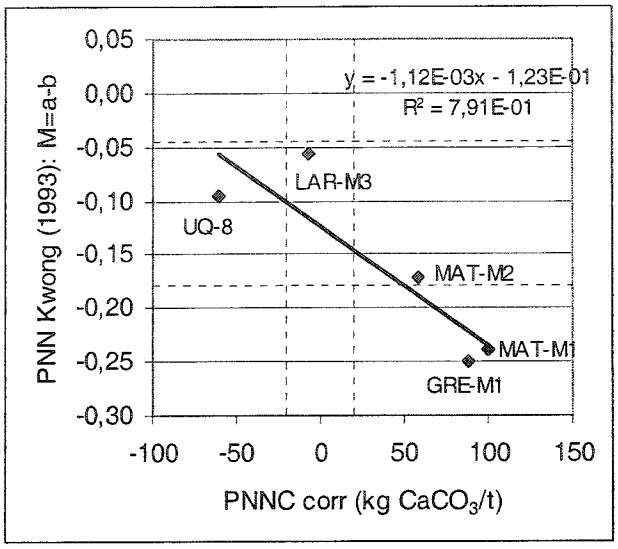


Figure 4.12 : Comparaison entre le PNN minéralogique de Kwong (1993) et le PNNC corrigé pour les matériaux initiaux des essais

On remarque à la figure 4.12 que le coefficient de détermination R^2 entre les résultats des deux méthodes est de 0,79. Les zones d'incertitude des deux méthodes sont représentées par des lignes pointillées; on considère la même zone d'incertitude pour le PNNC que pour le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), c'est-à-dire celle définie par Miller et *al.* (1991) entre -20 et 20 kg $CaCO_3$/t. Les rejets GRE-M1 et MAT-M1 sont considérés comme non générateurs d'acide par les deux méthodes. Le LAR-M3 se trouve dans la zone d'incertitude des deux méthodes. Le rejet UQ-8 est considéré par la méthode PNNC comme générateur d'acide, alors qu'il se trouve dans la zone d'incertitude de la méthode de Kwong (1993). Enfin, le matériel MAT-M2 se trouve tout juste dans la zone d'incertitude de la méthode de Kwong (1993), alors que la méthode du PNNC corrigé considère ce matériel comme non générateur.

4.5 Comparaison des méthodes minéralogiques entre elles

La prochaine section a pour but de comparer les méthodes minéralogiques entre elles. Les relations entre les potentiels nets de neutralisation calculés par les méthodes de Kwong (1993), Paktunc (1999b) et Lawrence et Scheske (1997) sont ainsi systématiquement étudiées.

La figure 4.13 compare le PNN de Kwong (1993) et celui de Lawrence et Scheske (1997). Celle-ci montre la comparaison entre les résultats de ces deux types de calculs minéralogiques du PNN pour les rejets étudiés.

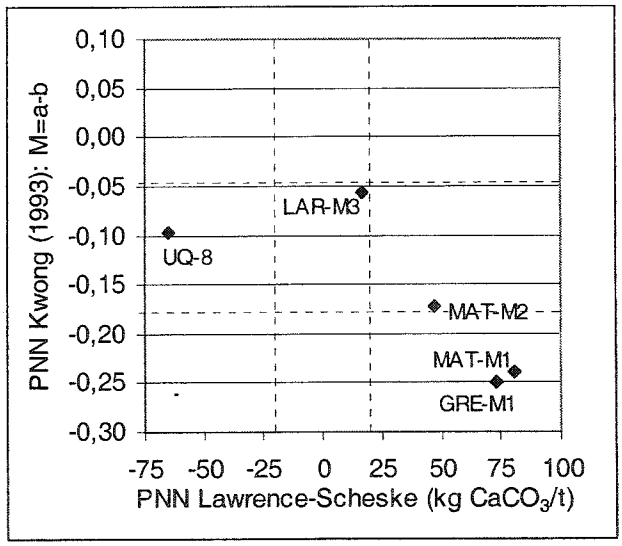


Figure 4.13 : Comparaison entre les PNN minéralogiques de Kwong et ceux de Lawrence-Scheske pour les matériaux initiaux des essais

On observe à la figure 4.13 les deux méthodes ne s'entendent pas sur la nature génératrice du rejet UQ-8: la méthode de Lawrence et Scheske (1997) considère le rejet UQ-8 comme générateur, alors que la méthode de Kwong (1993) place ce rejet dans la zone d'incertitude. Les deux méthodes s'entendent quant aux rejets MAT-M1 et GRE-M1 et les considèrent non générateurs d'acide. Le rejet LAR-M3 se situe dans les zones d'incertitude des deux méthodes, alors que MAT-M2 se situe dans la zone d'incertitude

de la méthode de Kwong (1993) et que la méthode de Lawrence et Scheske (1997) considère ce rejet non générateur.

La figure 4.14 compare le PNN de Kwong (1993) et le PNNC de Paktunc (1999b). Le PNN de Paktunc (1999a) non corrigé pour la sidérite ne sera pas considéré puisqu'il a été démontré antérieurement que les valeurs obtenues sans cette correction sont irréalistes pour trois des cinq rejets.

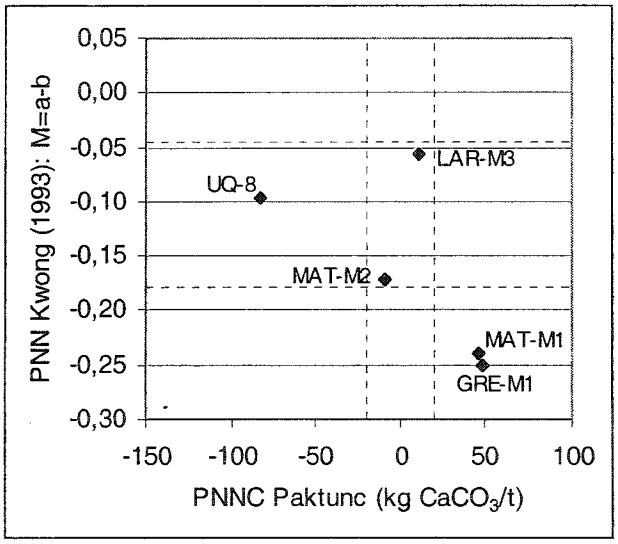


Figure 4.14 : Comparaison entre les PNN de Kwong (1993) et les PNNC de Paktunc (1999b) pour les rejets initiaux (la régression ne tient pas compte de LAR-M3)

On remarque à la figure 4.14 que les deux méthodes s'entendent sur la nature génératrice de deux des cinq rejets étudiés : les rejets MAT-M1 et GRE-M1 sont considérés non générateurs par les deux méthodes. Les rejets LAR-M3 et MAT-M2 se trouvent dans la zone d'incertitude des deux méthodes. Enfin, la méthode du PNNC de Paktunc (1999b) considère le rejet UQ-8 générateur, alors qu'il se trouve dans la zone d'incertitude de la méthode de Kwong (1993).

La figure 4.15 compare les PNNC de Paktunc (1999b) et les PNN de Lawrence et Scheske (1997). On retrouve sur la figure 4.15 la droite de régression entre ces valeurs ainsi que la droite correspondant à une relation 1:1 à titre comparatif.

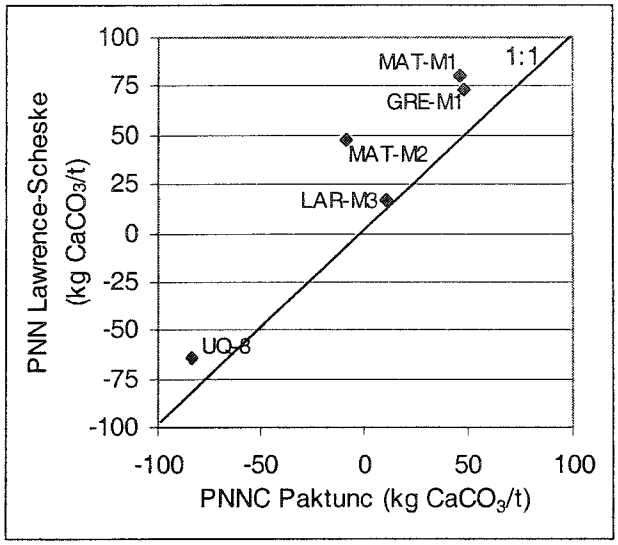


Figure 4.15 : Comparaison entre les PNN de Lawrence-Scheske (1997) et les PNNC de Paktunc (1999b) pour les rejets initiaux des essais

On observe à la figure 4.15 que les résultats obtenus avec ces deux types d'essais sont proches les uns des autres. Cependant, les résultats sont quelque peu décalés vers les PNN de Lawrence et Scheske (1997). Cela indique que les PNNC de Paktunc (1999b) sont légèrement inférieurs aux PNN de Lawrence et Scheske (1997). La raison qui pourrait expliquer ce phénomène est que l'équation de Lawrence et Scheske (1997) prend en compte les silicates, contrairement aux PNNC de Paktunc (1999b) qui ne tiennent compte que des carbonates. De plus, le PN des deux méthodes n'est pas évalué de la même façon. Malgré ces différences, les résultats sont comparables du fait que la contribution des silicates neutralisants demeure proportionnellement faible pour ces rejets dans le PNN de Lawrence et Scheske (1997). La sous-estimation de Paktunc (1999b) sera donc d'autant plus importante que la contribution des silicates neutralisants sera importante.

4.6 Comparaison avec le critère de Day et *al.* (1997)

Pour un site minier donné, Day et *al.* (1997) suggèrent une alternative aux essais statiques afin de déterminer le PN des rejets. Cette alternative est décrite en détails à la section 2.2.8; elle consiste à déterminer le lien existant entre les éléments chimiques présents dans les minéraux neutralisants du rejet minier et le PN déterminé par une méthode donnée. Les teneurs de ces éléments chimiques, typiquement le calcium, le magnésium et le manganèse (bien que l'on puisse aussi considérer le sodium et le potassium; Kwong, 2000), sont déterminés par ICP-AES suite à une digestion à l'eau régale (voir aussi section 3.1.1). Cette digestion ne solubilise pratiquement pas les silicates non neutralisants (Day et *al.*, 1997) et considère ainsi la seule contribution des minéraux de type carbonate et de type silicate neutralisant.

L'intérêt d'une telle méthode réside dans le fait qu'elle permet le suivi du potentiel de neutralisation du rejet de concentrateur d'un site minier donné par une simple caractérisation chimique des éléments associés à la neutralisation une fois la relation établie entre ces derniers et les valeurs de PN. Cela est d'autant plus facile lorsque la pulpe de rejet de concentrateur est caractérisée chimiquement en temps réel par un appareil de fluorescence des rayons-X standard comme la série COURIER® offerte par la compagnie Outokumpu que l'on retrouve dans plusieurs mines (http://www.outokumpu.com). En plus de permettre le suivi en temps réel du potentiel de neutralisation des rejets de concentrateurs, les coûts individuels de ces déterminations par la méthode de Day et *al.* (1997), pour une grande quantité d'échantillons, sont de loin inférieurs aux autres essais statiques (Kwong, 2000).

Day et *al.* (1997) ont comparé le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) avec la teneur en calcium et magnésium dans un grand nombre d'échantillons de rejets miniers issus d'un seul site minier. La teneur en calcium et magnésium a été

déterminée dans leur cas par ICP-AES après digestion à l'eau régale des échantillons. Leur relation a été la suivante :

$$PN = 25\ (\%Ca + \%Mg)^{0,99} \qquad [4.2]$$

où:
PN : potentiel de neutralisation de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)
%Ca : teneur en calcium dans le rejet minier
%Mg : teneur en magnésium dans le rejet minier

Comme les digestions acides à l'eau régale ne dissolvent pratiquement que les minéraux neutralisants (Day et *al.*, 1997), les analyses chimiques permettent de tirer des informations quant à la minéralogie des minéraux neutralisants. En effet, la présence de calcium seulement dans l'analyse chimique suivant la digestion à l'eau régale indique que seule la calcite est présente dans le rejet comme minéral neutralisant. De même, la présence de manganèse indique la présence d'ankérite ou de dolomite ankéritique dans le rejet. De plus, le magnésium est indicateur de la présence de dolomite dans le rejet lorsque l'aluminium n'est pas détecté. Si l'aluminium est présent en plus du magnésium, des silicates neutralisants sont impliqués dans la neutralisation d'acide dans le rejet.

Lorsque la minéralogie des rejets est connue, il est possible d'attribuer avec davantage de précision quel élément est indicateur de quel minéral suite à une digestion à l'eau régale dans la méthode de Day et *al.* (1997). Dans la comparaison effectuée par Day et *al.* (1997), seuls le calcium et le magnésium étaient significativement liés aux minéraux neutralisants (calcite et dolomite dans leur cas). Pour quatre des cinq rejets étudiés ici, en plus de silicates neutralisants contenant du calcium et du magnésium, des carbonates (ankérite et dolomite) contiennent du manganèse en quantité non négligeable. Dans cette étude, il est donc important de tenir compte de cet élément en plus des éléments

calcium et magnésium. La figure 4.16 montre la relation obtenue entre les éléments calcium, magnésium et manganèse et le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour les cinq rejets de concentrateur étudiés.

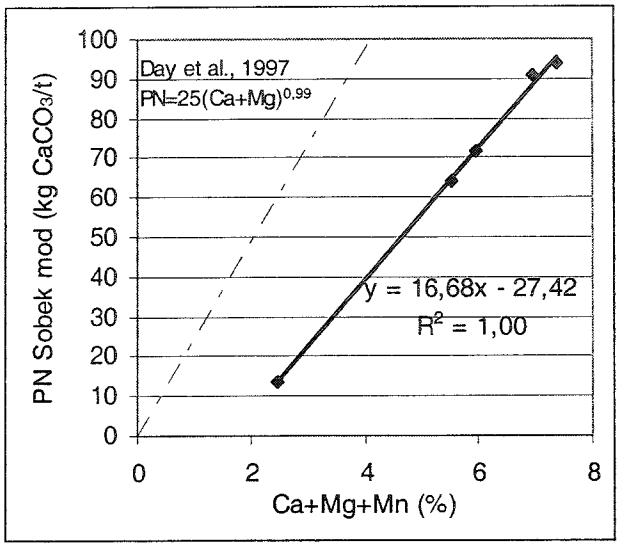


Figure 4.16 : Relation existant entre le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) et les teneurs des éléments calcium, magnésium et manganèse dans les matériaux étudiés

Tout d'abord, la relation obtenu par Day et *al.* (1997) est très près d'une relation linéaire (avec un exposant de 0,99), ce qui n'est pas évident dans la figure 4.16 à cause de l'échelle du graphe. La différence observée entre les résultats obtenus par Day et *al.* (1997) et ceux obtenus dans le présent travail est explicable par la méthode de digestion. En effet, la digestion utilisée dans ce travail (voir section 3.1.1) est une digestion appelée totale, en ce sens qu'elle touche l'ensemble des minéraux composant les rejets miniers, y compris les silicates. Comme les matériaux étudiés contiennent des quantités significatives de silicates contenant du calcium et du magnésium, il est normal que la relation obtenue avec les matériaux étudiés se trouve à droite de la relation obtenue par Day et *al.* (1997) dans la figure précédente. La relation obtenue en est une de type linéaire de coefficient de détermination R^2 de 1,00. Les essais réalisés dans cette étude montrent donc qu'il est possible d'estimer de façon précise le PN de

cinq rejets de concentrateur différents à partir de la teneur totale en Ca, Mg et Mn. Cette approche simple peut être très intéressante soit lorsque l'on a plusieurs tests sur un même site (relation spécifique à un site) ou encore lorsque l'on veut estimer de façon préliminaire et rapide le PN d'un rejet de concentrateur ayant une minéralogie semblable (même contexte géologique) de celles étudiées dans ce travail.

4.7 Sommaire de la comparaison des approches de détermination du PN

Cette section fait le bilan de la comparaison des approches de détermination des potentiels nets de neutralisation (PNN) des matériaux.

4.7.1 Résultats obtenus

Tout d'abord, la figure 4.17 montre la comparaison entre les verdicts sur la nature génératrice ou non des différents rejets de concentrateurs étudiés à l'aide d'essais statiques chimiques et minéralogiques. On n'y compare pas la méthode de Kwong (1993) avec les autres méthodes, parce que les unités de cette méthode ne sont pas les mêmes que les autres.

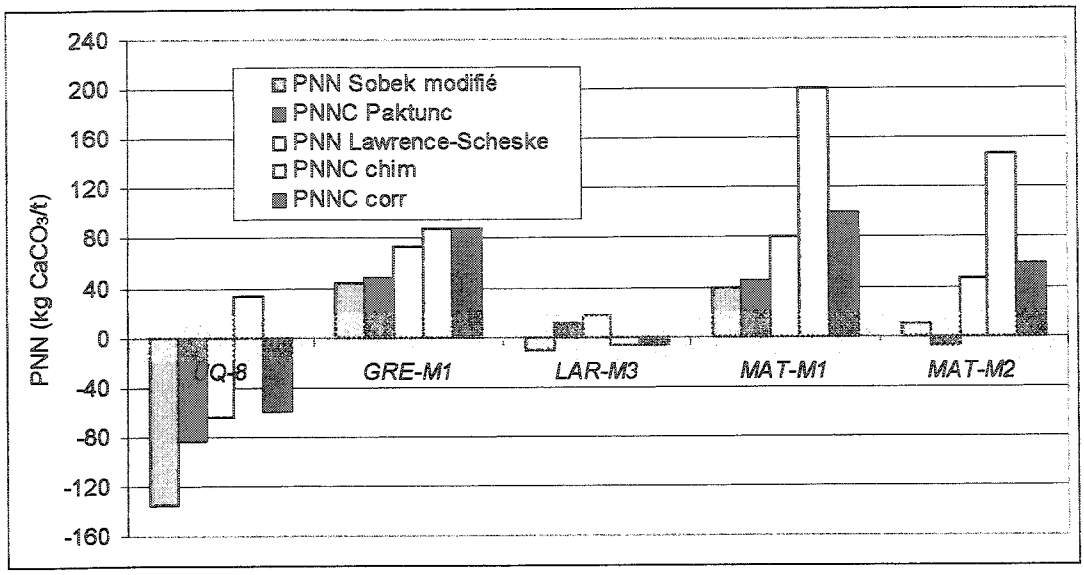


Figure 4.17 : Comparaison des différents résultats obtenus en essai statique sur les rejets étudiés

On observe à la figure 4.17 que le verdict à tirer des essais statiques est la plupart du temps le même. L'exception majeure est le PNNC chimique non corrigé pour tenir compte de la présence de sidérite qui donne le résultat le plus élevé pour tous les rejets, sauf pour LAR-M3. Lorsque la correction pour la présence de sidérite est appliquée aux matériaux pour lesquels il est pertinent de le faire, le résultat du test PNNC corrigé devient plus similaire à celui des autres essais. Le tableau 4.7 résume les informations à tirer de la figure 4.17.

Tableau 4.7 : Comparaison des verdicts des différents essais statiques utilisés sur les matériaux étudiés

Matériel	Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	PNNC Paktunc (1999b)	Kwong (1993)	Lawrence et Scheske (1997)	PNNC chimiques corrigés
UQ-8	Générateur	Générateur	Zone grise	Générateur	Générateur
GRE-M1	Non générateur	Non générateur	Non générateur	Non générateur	Non générateur
LAR-M3	Zone grise	Zone grise	Zone grise	Zone grise	Zone grise
MAT-M1	Non générateur	Non générateur	Non générateur	Non générateur	Non générateur
MAT-M2	Zone grise	Zone grise	Zone grise	Non générateur	Non générateur

On remarque au tableau 4.7 que le matériel UQ-8 est classé ici générateur d'acide par toutes les méthodes sauf celle de Kwong (1993), qui le place dans la zone d'incertitude. Il est à noter que la zone d'incertitude pour la méthode de Kwong (1993) est celle définie dans le présent travail, à la section 4.4. Toutes les méthodes utilisées montrent que GRE-M1 et MAT-M1 ne seront pas générateurs d'acide. Le matériel LAR-M3 se trouve dans la zone d'incertitude pour toutes les méthodes employées. Les interprétations pour MAT-M2 sont mitigées. En effet, deux des cinq bilans le classent comme non générateur d'acide (Lawrence et Scheske, 1997; PNNC corrigés), alors que les trois autres le classent dans la zone d'incertitude (Sobek modifié par Lawrence et Wang, 1997; PNNC de Paktunc, 1999b; Kwong, 1993). Le potentiel chimique des carbonates non corrigé n'est pas pris en compte dans le tableau précédent.

4.7.2 Comparaison avec des résultats tirés de la littérature

La figure 4.18 montre le résultat obtenu par Lawrence et Scheske (1997) lors de la comparaison de leur méthode avec le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) ainsi que les résultats obtenus dans le présent travail.

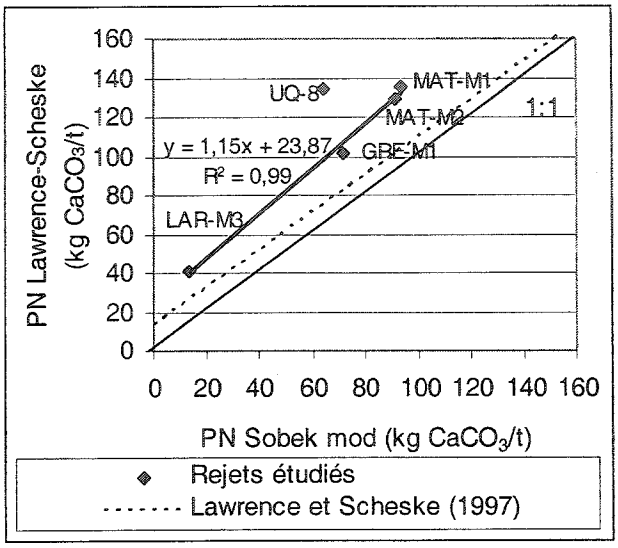


Figure 4.18 : Comparaison des résultats obtenus par Lawrence et Scheske (1997) dans la comparaison de leur méthode et celle du PN de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997)

La droite pointillée représente la relation obtenue par Lawrence et Scheske (1997) pour les mêmes essais sur 92 rejets de concentrateur provenant de 13 mines différentes dispersées dans le monde (au Canada, aux États-Unis, en Papouasie-Nouvelle Guinée, aux Philippines et au Chili). La régression des valeurs obtenues par ces auteurs a une pente de 0,96, une ordonnée à l'origine de 13,4 kg $CaCO_3$/t et un coefficient de détermination R^2 de 0,91. Dans la présente étude, le rejet UQ-8 est montré mais ne fait pas partie de la régression linéaire. Rappelons que ce rejet montre un PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), qui semble grandement sous-estimé en raison de la présence de dolomite en proportion importante qui est mal pris en compte dans cette méthode. Les résultats obtenus dans la présente étude (sans UQ-8) montrent une pente de 1,15, une ordonnée à l'origine de 23,87 kg $CaCO_3$/t et un coefficient de détermination (R^2) de 0,99. La différence entre les relations obtenues par Lawrence et Scheske (1997) et celles obtenues sur les rejets étudiés peut être expliquée par le fait que ces derniers proviennent de la même région du globe (Abitibi); il s'agit donc D'une relation propre aux conditions géologiques abitibiennes. Malgré le fait que la relation obtenue par Lawrence et Scheske (1997) fait état de plusieurs conditions géologiques

réparties sur la planète, les relations obtenues sont tout de même similaires. La différence entre les deux relations peut aussi être causée par la grande différence entre le nombre d'échantillons étudiés dans chaque étude : Lawrence et Schseke (1997) ont travaillé sur 92 rejets alors que la présente étude montre les résultats sur seulement cinq rejets. Il est donc possible que la différence observée ne soit pas significative d'un point de vue statistique.

Le PNC de Paktunc (1999b) a été comparé pour 10 échantillons de rejets de concentrateur provenant de la mine Louvicourt (Québec) et 27 échantillons de rejets de concentrateur la mine Kemess South (Colombie-Britannique). Les relations obtenues pour ces deux mines sont comparées aux résultats obtenus avec les rejets étudiés à la figure 4.19.

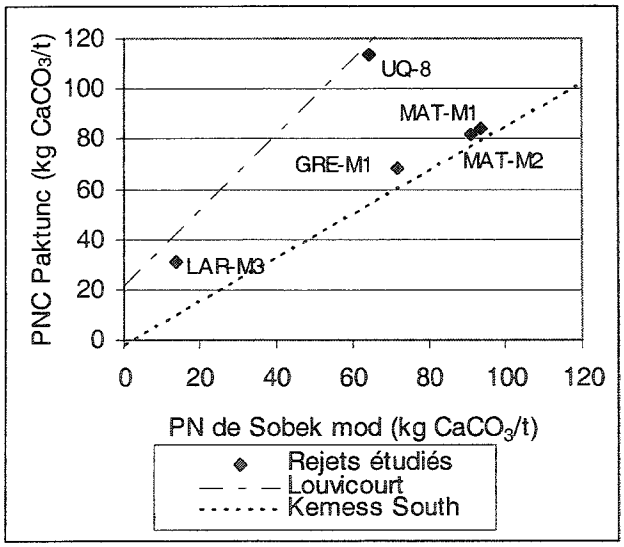


Figure 4.19 : Comparaison entre la relation obtenue par Paktunc (1999b) et les résultats des matériaux étudiés ici pour les PNC de Paktunc (1999b) et les PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)

On remarque à la figure 4.19 que les résultats des rejets GRE-M1, MAT-M1 et MAT-M2 sont plus près des résultats des échantillons de Kemess South que de ceux de Louvicourt. Le rejet UQ-8 se trouve, quant à lui, plus près des résultats des échantillons

de Louvicourt, alors que le rejet LAR-M3 se situe entre les résultats des deux mines citées par Paktunc (1999b). Par contre, il faut rappeler que le résultat de PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est sous-estimé pour UQ-8 en raison de la présence de dolomite dans ce rejet en proportion importante et qui n'est pas totalement pris en compte dans cette méthode.

La relation obtenue par Paktunc (1999b) pour les échantillons de Louvicourt est la suivante :

$$PNC\ Paktunc = 1{,}51 \times PN + 21{,}5\ (R^2=0{,}99) \qquad [4.3]$$

Les échantillons de la mine Louvicourt étudiés par Paktunc (1999b) contiennent entre 1,9 et 7,5 % d'ankérite et entre 5,8 et 9,5 % de sidérite (contenant du magnésium), ce qui est dans le même ordre de grandeur que dans les matériaux étudiés ici. Pour ce qui est des silicates neutralisants, les rejets de Louvicourt contiennent de la chlorite en teneurs variant entre 12,9 et 21,6 %, ce qui les situe aussi dans les mêmes teneurs que les matériaux étudiés ici. Les rejets étudiés ici ressemblent donc aux matériaux étudiés par Paktunc (1999b) du point de vue des minéraux neutralisants. Par contre, les teneurs en pyrite des échantillons de la mine Louvicourt varient entre 16,0 et 30,8 %, ce qui est beaucoup plus élevé que dans les matériaux étudiés ici. Or, Paktunc (1999b) a montré que le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est sous-estimé pour les rejets contenant beaucoup de minéraux sulfureux, probablement à cause de la présence de fer qui s'échappe des sulfures et s'hydrolysent, diminuant le PN mesuré par cette méthode. Ce phénomène explique en partie pourquoi les résultats obtenus s'éloignent de la relation obtenue par Paktunc (1999b) pour trois rejets sur cinq.

La relation obtenue par Paktunc (1999b) pour les échantillons de Kemess South est la suivante :

PNC Paktunc = 0,66 x PN -2,44 (R^2=0,75) [4.4]

Les échantillons de la mine Kemess South étudiés par Paktunc (1999b) contiennent principalement de la calcite comme carbonate neutralisant, à des teneurs variant entre 0,4 et 9,8 % (mais deux échantillons contiennent entre 17,6 et 21,6 %). Ces valeurs sont près des teneurs en calcite pour les matériaux étudiés pour la majorité des échantillons étudiés par Paktunc (1999b). Un seul échantillon contient de l'ankérite et ce à une teneur de 5,3 %. Quant aux silicates neutralisants, les échantillons contiennent de la chlorite dont les teneurs varient entre 5,3 et 41,2 %, de même que de la biotite (pour trois échantillons seulement) en teneurs variant entre 5,6 et 7,3 %. Les teneurs en silicates neutralisants sont donc beaucoup plus importantes que dans le cas des rejets de cette étude. Les teneurs en pyrite de la majorité des échantillons de Kemess South varient entre 0,1 et 4,0 % (avec 3 échantillons aux teneurs entre 6,4 et 11,1 %), ce qui est du même ordre d'importance que pour les rejets étudiés dans le cadre de la présente étude. Au niveau de la proportion en sulfure et en calcite, les échantillons de Kemess South sont donc plus semblables aux rejets étudiés ici que les échantillons de Louvicourt. Cela explique pourquoi la relation obtenue par Paktunc (1999b) pour les échantillons de Kemess South est plus près des résultats obtenus dans le cadre de cette étude que ne l'est la relation pour les échantillons de Louvicourt.

Les PNC chimiques (PN du carbone inorganique) ont été comparés avec les PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) par Kwong et Ferguson (1997) pour des échantillons du dépôt de Mount Milligan, en Colombie-Britannique. Le résultat de leur comparaison est montré à la figure 4.20, de même que les résultats obtenus sur les matériaux étudiés ici; les PNC des matériaux étudiés ici sont les PNC corrigés pour tenir compte de la présence de sidérite.

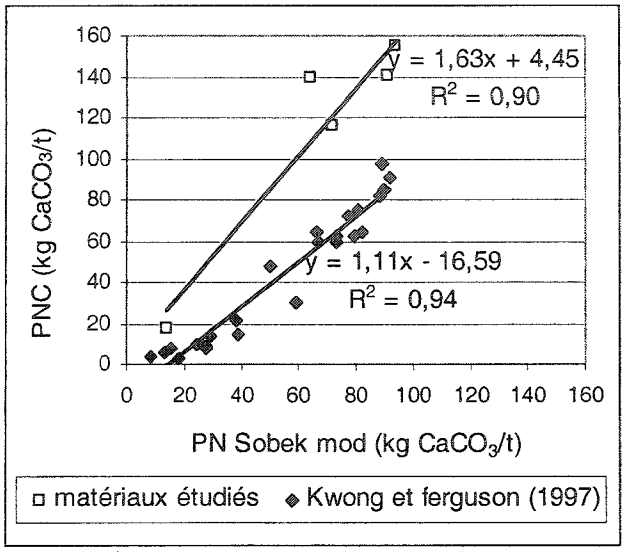


Figure 4.20 : Comparaison entre les PNC (carbone inorganique) et les PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) obtenus par Kwong et Ferguson (1997) pour des rejets de concentrateurs et pour les matériaux étudiés ici

Pour les rejets de concentrateur étudiés, le fait que de l'ankérite soit présent fait en sorte que les PNC sont plus élevés. En effet, les ions de fer de l'ankérite sont hydrolysés, du moins en partie, durant le titrage du PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), diminuant le potentiel de neutralisation déterminé par cette méthode. Comme quatre des cinq matériaux contiennent de l'ankérite en teneurs non négligeables, il est normal que les PNC soient plus élevés pour les matériaux étudiés. De plus, un de ces rejets contient de la dolomite (UQ-8), qui n'est pas totalement dissoute et prise en compte dans le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) (Kwong et Ferguson, 1997).

On remarque sur la figure 4.20 que les rejets étudiés montrent une relation dont la pente est plus élevée que dans le cas de Kwong et Ferguson (1997). Cette différence s'explique probablement par les minéralogies différentes entre les deux types d'échantillons étudiés. La minéralogie des échantillons du dépôt de Mount Milligan n'est pas connue exactement, mais on sait qu'il s'agit d'un gisement de type porphyre

alors que les matériaux étudiés sont issus de gisements de sulfures massifs. De plus, les carbonates du dépôt de Mount Milligan sont surtout de la calcite et de la dolomite, alors que les matériaux étudiés contiennent de l'ankérite, de la calcite et de la dolomite. On explique donc les différences entre les relations obtenues par les minéralogies différentes des rejets étudiés.

4.7.3 Sommaire de la comparaison entre les différents essais statiques

À partir des différentes comparaisons faites entre les résultats des essais statiques chimiques et minéralogiques sur des rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide, autant pour les rejets étudiés ici que pour ceux tirées de la littérature, il est possible de tirer différentes conclusions. Le tableau 4.8 montre les avantages et inconvénients des essais statiques chimiques et minéralogiques étudiés ici pour le cas de rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide.

Tableau 4.8 : Comparaison de l'utilisation des différents essais statiques étudiés pour des rejets de concentrateurs à faible potentiel de génération d'acide

Essais statiques	Avantages	Inconvénients
Chimiques		
PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	Peu coûteux Rapide Largement utilisé dans l'industrie Réaliste lorsque la calcite est le principal neutralisant	Donne peu d'informations sur les minéraux neutralisants Sous-estimé en présence d'ankérite et dolomite ou de sulfures en grande proportion Surestimé en présence de fer dans les minéraux neutralisants Surestimé en présence de silicates neutralisants en proportion significative
PNC_{inorg}	Peu coûteux Rapide Largement utilisé dans l'industrie Réaliste lorsque la calcite est le principal minéral neutralisant	Donne peu d'informations sur les minéraux neutralisants Surestimé en présence de sidérite et autres carbonates ferreux Aucune considération des silicates neutralisants
Approche de Day et al. (1997)	Peu coûteuse une fois mise en place Rapide une fois mise en place Peu apporter un certain nombre d'indices par rapport à la minéralogie	Demande d'avoir réalisé un grand nombre d'analyses pour être utilisée sur un site donné
Minéralogiques		
Kwong (1993)	Tient compte de tous les minéraux de façon relative	Unités inhabituelles Peu éprouvée Zone d'incertitude mal définie Surestime l'apport des silicates neutralisants Précision reliée au degré de précision de la minéralogie (coûts d'analyse reliés) Relativité des minéraux à pH 5, pas nécessairement représentative des conditions des rejets à faible potentiel de génération d'acide Ne tient pas compte de la présence de fer ferreux dans les minéraux
Lawrence et Scheske (1997)	Tient compte de tous les minéraux neutralisants de façon relative Éprouvée sur plusieurs types de géologie	Précision reliée au degré de précision de la minéralogie (coûts d'analyse à considérer) Relativité des minéraux à pH 5, pas nécessairement représentative des conditions des rejets à faible potentiel de génération d'acide Ne tient pas compte de la présence de fer ferreux dans les minéraux
Paktunc (1999a, b) des carbonates	Réaliste si les silicates neutralisants sont négligeables Éprouvée sur quelques types géologiques différents	Ne tient compte que des carbonates Sous-estimé en présence de silicates neutralisants Éprouvée sur peu d'échantillons Précision reliée au degré de précision de la minéralogie (coûts d'analyse reliés)

Le tableau 4.8 met en évidence le fait que les essais statiques chimiques étudiés ont l'avantage commun d'être rapides, peu coûteux et d'être déjà utilisés à grande échelle par l'industrie minière. On remarque aussi dans ce tableau que les essais statiques chimiques ont un désavantage commun, à savoir qu'ils ne donnent pas ou peu d'informations minéralogiques. Quant aux essais statiques minéralogiques, on remarque dans le tableau 4.8 que leur désavantage commun réside dans le fait que leur précision est reliée à la précision des quantifications minéralogiques des rejets étudiés. Des quantifications minéralogiques précises sont souvent coûteuses et demandent beaucoup de temps, ce qui fait que les essais statiques minéralogiques sont très peu utilisés.

Afin de sélectionner le type d'essai statique le plus approprié à utiliser pour caractériser un rejet de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide, il est impératif d'en connaître la minéralogie de la façon la plus précise possible. Ainsi, on sera en mesure de suivre les lignes directrices générales suivantes :

- En présence de sidérite (ou d'autres carbonates ferrifères) en proportion significative, il faut éviter d'utiliser le PNC_{inorg};
- En présence de proportions importantes de carbonates neutralisants contenant du fer (comme l'ankérite ou la dolomite ferrifère), on peut utiliser la méthode du PNC de Paktunc (1999b), à condition que la proportion de silicates neutralisants soit faible;
- En présence de silicates neutralisants en proportion significative, il faut éviter les méthodes qui ne tiennent compte que des carbonates telles le PNC_{inorg} et le PNC de Paktunc (1999b). Il faut aussi signaler que l'essai de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) surestimera la contribution de ces silicates;

- En présence de proportions significatives à la fois de silicates neutralisants et de carbonates neutralisants contenant du fer, il faut faire un compromis et choisir le facteur qui est le moins important pour les rejets de concentrateur concernés;
- En présence de teneurs élevées en soufre sulfure, la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) sous-estime le PN; il faut donc considérer les résultats avec précautions dans ces conditions;
- L'approche de Day et *al.* (1997) peut être très avantageuse d'un point de vue économique si les teneurs en Ca, Mg et Mn ont été mis en relation avec un type de PN par un grand nombre d'analyses sur un site minier donné. Par contre, cette approche donne quelques indications sur la minéralogie des minéraux neutralisants du rejet;
- En présence de dolomite, le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est d'autant plus sous-estimé que la dolomite est présente en proportion importante.

Les proportions des silicates neutralisants dans les matériaux étudiés sont importantes, en ce sens que tous contiennent plus de silicates neutralisants que de carbonates neutralisants. Par ailleurs, Kwong et Ferguson (1997) affirment que les rejets de concentrateur dont les silicates sont dominants (comme dans le cas des rejets étudiés ici) sont plus susceptibles de montrer des changements importants dans le potentiel de génération d'acide. En conséquence, il est impératif dans le cas des rejets étudiés de choisir une méthode minéralogique qui tienne compte des silicates neutralisants, sans quoi on risque de sous-estimer le potentiel de neutralisation de ces matériaux. La méthode du PNC de Paktunc (1999b) est donc déconseillée pour ces matériaux, car cette dernière ne prendra pas les silicates neutralisants en compte malgré leur proportion importante. Il en est de même pour la méthode du PNC chimique. Au contraire, la méthode de Lawrence et Scheske (1997) tient compte des silicates neutralisants, bien qu'elle ne tienne pas compte de la présence de fer hydrolysable dans les minéraux neutralisants. Il serait théoriquement possible de tenir compte de cet effet

dans la méthode de Lawrence et Scheske (1997), en modifiant les équations de cette méthode en conséquence, mais l'on préfère utiliser la méthode intégralement, afin de bien l'évaluer telle qu'elle est présentée dans la littérature.

CHAPITRE 5

EFFET DE L'ALTÉRATION DES MINÉRAUX SUR LES RÉSULTATS DES ESSAIS STATIQUES

Le chapitre précédent a permis de comparer les résultats des différents essais statiques utilisant les approches chimiques et minéralogiques de détermination du potentiel de génération d'acide. Cependant, ces comparaisons sont effectuées sur des matériaux frais. Dans le présent chapitre, on tente de mesurer l'effet de l'altération des matériaux sur les résultats des essais statiques. Dans la réalité, on sait que les rejets de concentrateur sont exposés aux conditions climatiques environnantes, et qu'ils évoluent d'un point de vue géochimique avec le temps. Or, la plupart des gens intéressés par la prédiction du DMA considèrent les résultats des essais statiques comme étant constants. Pour étudier l'effet du temps sur les résultats des essais statiques de prédiction de la génération d'acide, deux méthodes d'altération des matériaux sont utilisées ici en parallèle avec des essais statiques : le réacteur de Soxhlet (voir section 3.4.1) et la mini-cellule d'altération (voir section 3.4.2). Le réacteur de Soxhlet a été choisi parce qu'il est considéré comme étant le plus agressif parmi les essais cinétiques (Sullivan et Sobek, 1982; Villeneuve, 2004), alors que l'essai en mini-cellule d'altération a été sélectionné parce qu'il simule des conditions réalistes tout en permettant d'accélérer l'altération des rejets.

Afin d'évaluer l'altération des minéraux neutralisants et générateurs d'acide dans les deux types d'essais cinétiques, on présente, dans un premier temps, l'évolution des éléments reliés à la génération et à la neutralisation d'acide dans les lixiviats. Ces éléments sont le soufre (total et sous forme sulfure) et la somme des éléments calcium (Ca), magnésium (Mg) et manganèse (Mn). En effet, le soufre sous forme sulfure représente les minéraux sulfureux (générateurs d'acidité), alors que le Ca, Mg et Mn sont les principaux éléments associés aux minéraux neutralisants, qui sont surtout des

carbonates, mais également certains silicates neutralisants. Cette méthode de représentation a été proposée par Benzaazoua et *al.* (1998). Les évolutions du soufre et de la somme du Ca, Mg et Mn donnent une indication réaliste de l'évolution des minéraux représentés par ces éléments dans les rejets soumis aux essais cinétiques. Après avoir montré l'évolution des éléments chimiques d'importance dans les lixiviats, on présente pour chaque rejet de concentrateur l'évolution des résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997). Les résultats détaillés des caractérisations chimiques effectuées dans le cadre de ces essais sont présentés à l'annexe A.1.

5.1 Évolutions minéralogiques en réacteur de Soxhlet

Le but recherché par les essais en réacteur de Soxhlet est de pousser le plus loin possible les altérations des minéraux tout en essayant d'être le plus près possible des conditions de terrain. Pour ce faire, des réacteurs de Soxhlet ayant l'échantillon hors de la montée de la vapeur ont été utilisés, tel que proposé par Sullivan et Sobek (1982). Cette particularité permet à l'échantillon de ne jamais être en contact avec les vapeurs d'eau très chaude, ce qui permet de maintenir les températures sous les 40°C au niveau de l'échantillon. Les essais ont été réalisés sur les trois types de réacteurs de Soxhlet considérés, afin de déterminer la variante à utiliser dans cette étude. Afin de simplifier la présentation des résultats, l'explication du choix de la variante est présenté à l'annexe A.1. La variante choisie dans cette étude est celle avec cycles de battements de nappe et séchages, qui permet de diminuer la surestimation de la dissolution des carbonates, telle que démontrée par Bradham et Caruccio (1991). La description détaillée de l'essai a été présentée à la section 3.4.2 du document.

Rappelons que l'expérience du laboratoire montre une variation d'environ 5 % sur les résultats des caractérisations chimiques des solides et des liquides pour le S_{total}, le Ca, le Mg et le Mn. L'erreur relative sur le résultat de $S_{sulfate}$ dans les solides est d'environ

de 7 % selon l'expérience du laboratoire. Comme le PA est déterminé par calcul à partir de la teneur en soufre sulfure, on considère que l'erreur relative sur le PA est du même ordre de grandeur que celle sur le soufre, soit d'environ 7 %. Enfin, le résultat de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) montre une variation d'environ ± 2 kg $CaCO_3$/t pour un échantillon de contrôle de qualité ayant un PN d'environ 39 kg $CaCO_3$/t.

5.1.1 Rejet UQ-8

Cette section montre les résultats obtenus sur le rejet de concentrateur UQ-8 pour les essais en réacteur de Soxhlet avec cycles de battement et séchage.

Suivi de la chimie des solides et des lixiviats

La figure 5.1 illustre les variations des éléments d'importance reliés à la génération d'acide (S_{total} et $S_{sulfure}$) et à sa neutralisation (Ca+Mg+Mn), pour le matériel UQ-8, durant les essais en réacteurs de Soxhlets avec cycles de battements et séchages. Le soufre est surtout présent dans les minéraux sulfureux et dans les sulfates, alors que les éléments calcium, magnésium et manganèse sont principalement associés aux minéraux neutralisants, d'où l'intérêt de les présenter selon la méthode suggérée par Benzaazoua et *al.* (2004). Les indications « solide » et « liquide » signifient que les mesures ont été effectuées respectivement sur les solides et sur les lixiviats extraits des réacteurs de Soxhlet. Il s'agit de deux façons différentes mais complémentaires d'évaluer les épuisements.

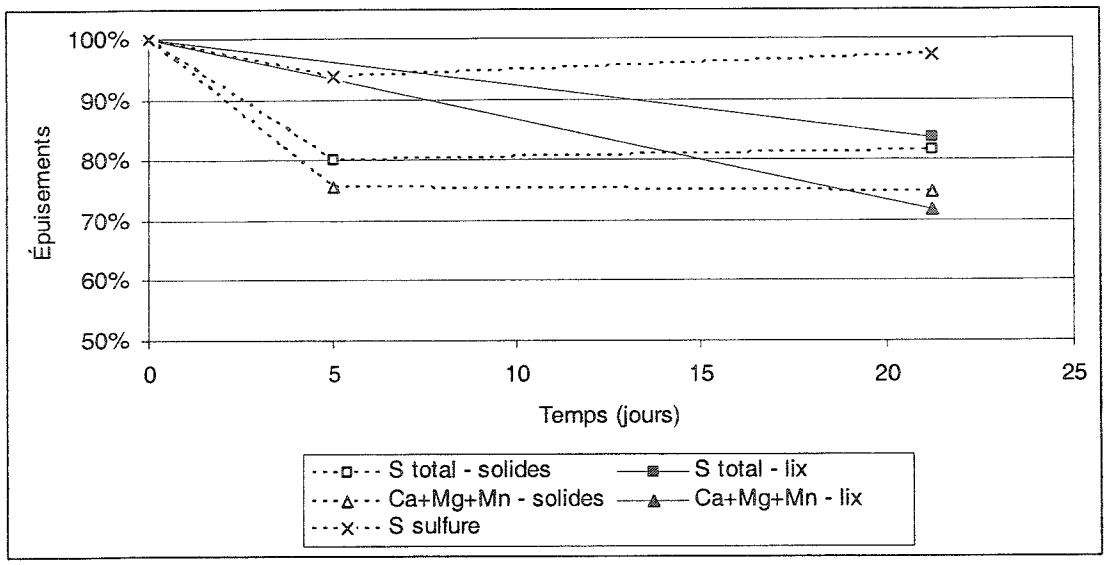


Figure 5.1 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec cycles de battements et séchages sur UQ-8

On remarque à la figure 5.1 une faible différence entre les courbes du solide et du lixiviat pour le S_{total} (83 et 85 % restant selon le solide et le lixiviat respectivement à 21 jours) et le Ca, Mg et Mn (75 et 72 % restant selon le lixiviat et le solide respectivement à 21 jours). Par contre, on remarque une grande différence entre les courbes de S_{total} et de $S_{sulfure}$ dans le solide. En effet, le S_{total} atteint près de 80 % restant après 21 jours, alors que le $S_{sulfure}$ n'atteint que 98 % restant après le même délai. Cette différence est expliquée par la présence de gypse ($CaSO_4$) (ou autres sulfates solubles) présents dans le matériel UQ-8, tel que démontré dans la caractérisation DRX présentée au tableau 3.4. Ces sulfates sont lixiviés dans le réacteur de Soxhlet et entraînent une surestimation de la neutralisation en augmentant la teneur en calcium dans l'eau récoltée. Les sulfates entraînent aussi une surestimation de l'oxydation selon le suivi du lixiviat en augmentant la concentration de S_{total} récolté dans l'eau d'extraction du réacteur de Soxhlet. En effet, le S_{total} selon le lixiviat atteint 85 % restant, alors que le $S_{sulfure}$ n'atteint que 98 % restant dans le solide. Ainsi, l'oxydation des sulfures est grandement surestimée si l'on ne se fie qu'à la courbe de S_{total} du suivi du lixiviat.

Résultats de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)

Les résultats des essais statiques de PN chimique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) effectués sur le rejet UQ-8 ayant subi des lixiviations dans le réacteur de Soxhlet sont présentés à la figure 5.2. Dans cet essai, le PN est mesuré par un titrage acido-basique alors que le PA est calculé à partir de la teneur en soufre sulfure dans les solides (se référer à la section 2.2.2 pour plus de détails).

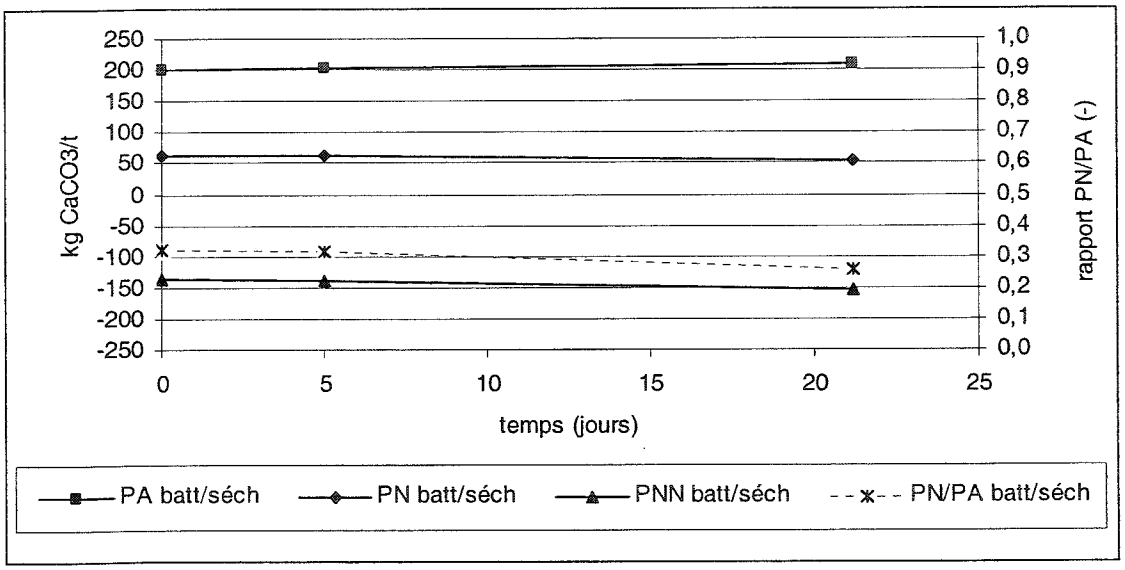


Figure 5.2 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur UQ-8

On remarque à la figure 5.2 que le PA augmente légèrement durant l'essai en réacteur de Soxhlet, passant de 200 à environ 208 kg $CaCO_3$/t (augmentation de 4 %), ce qui représente une augmentation négligeable par rapport à la précision des analyses de soufre utilisées dans le calcul du PA (erreur d'environ 5 à 7 %). Le PN passe quant à lui de 64 à 54 kg $CaCO_3$/t, soit une diminution de 16 %, de sorte que le PNN diminue durant l'essai, passant de -140 à -155 kg $CaCO_3$/t (diminution de 11 %). Le rapport PN/PA diminue de 0,32 à 0,26 durant l'essai. Selon ces résultats, le matériel UQ-8 demeure générateur d'acide tout au long de l'essai en réacteur de Soxhlet avec cycles

de battement et séchage, en montrant une légère tendance à être davantage générateur d'acide avec l'altération. Les diminutions observées des paramètres PN (16 %) et PA (non significatif) sont respectivement du même ordre de grandeur que les diminutions des éléments Ca, Mg, Mn (15 à 18 %) et $S_{sulfure}$ (non significatif) présentés à la figure 5.1. Comme l'oxydation de la pyrite est négligeable dans ces essais, la diminution des teneurs des carbonates semble essentiellement liée à de la dissolution simple de ces minéraux et non à la neutralisation de l'acide généré par les sulfures.

5.1.2 Rejet GRE-M1

Suivi de la chimie des solides et des lixiviats

La présente partie montre l'évolution des éléments d'importance au cours des épuisements provoqués en réacteur de Soxhlet sur le matériel GRE-M1, autant dans la chimie du solide que dans celle du lixiviat. La figure 5.3 illustre ces résultats.

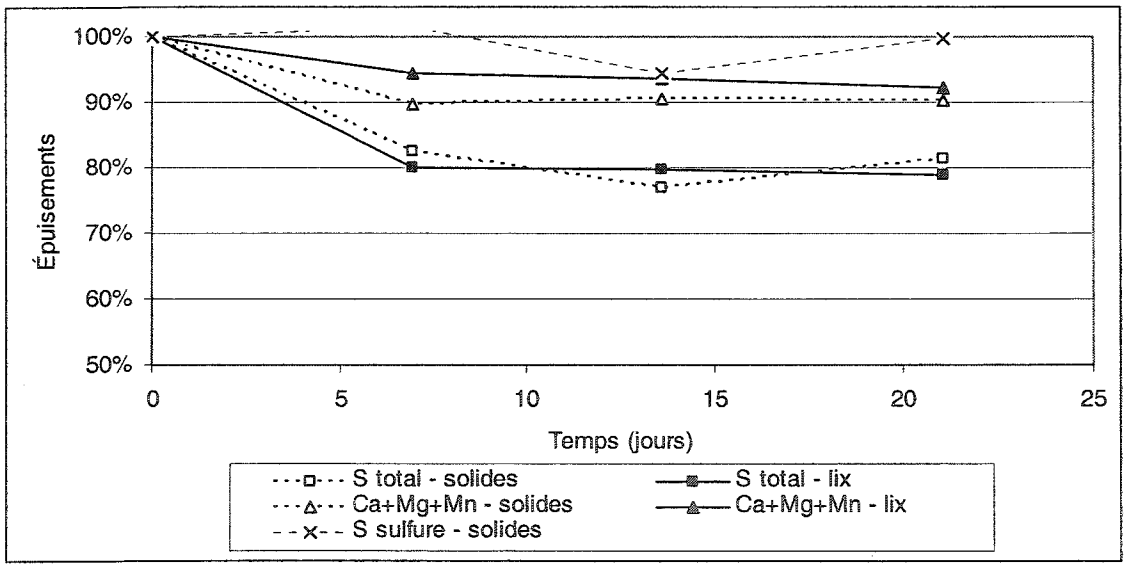


Figure 5.3 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur GRE-M1

On observe à la figure 5.3 que l'évolution du S_{total} et des éléments Ca, Mg et Mn dans le lixiviat et dans le solide se comparent bien. Le résultat du $S_{sulfure}$ est erratique,

passant même en haut de 100 % restant à 7 jours d'essai. Il diminue ensuite à 94 % restant après 14 jours et remonte à 99 % restant à 21 jours. Ce comportement erratique est attribuable à l'incertitude sur les mesures, et il est non significatif selon l'incertitude relative de 5 à 7 % sur les valeurs de soufre (le rejet GRE-M1 possède initialement 0,89 % de $S_{sulfure}$). L'oxydation de la pyrite est donc négligeable dans le rejet GRE-M1 soumis aux essais en réacteur de Soxhlet. La diminution plus rapide des % restants du S_{total} et des courbes de Ca, Mg et Mn dans les 7 premiers jours de l'essai est causée par la lixiviation de sulfates et de Ca, Mg et Mn contenus dans des espèces solubles du rejet GRE-M1; ce phénomène est fréquemment observé dans les différents essais cinétiques (Aubertin et *al.*, 1995; Villeneuve, 2004). L'épuisement des minéraux neutralisants représentés par Ca, Mg et Mn est relativement faible mais significatif, ces éléments atteignant environ 90 % restant après 21 jours.

Résultats de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)

La figure 5.4 montre les résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) effectués sur les solides récupérés suite aux essais en réacteur de Soxhlet sur le matériel GRE-M1.

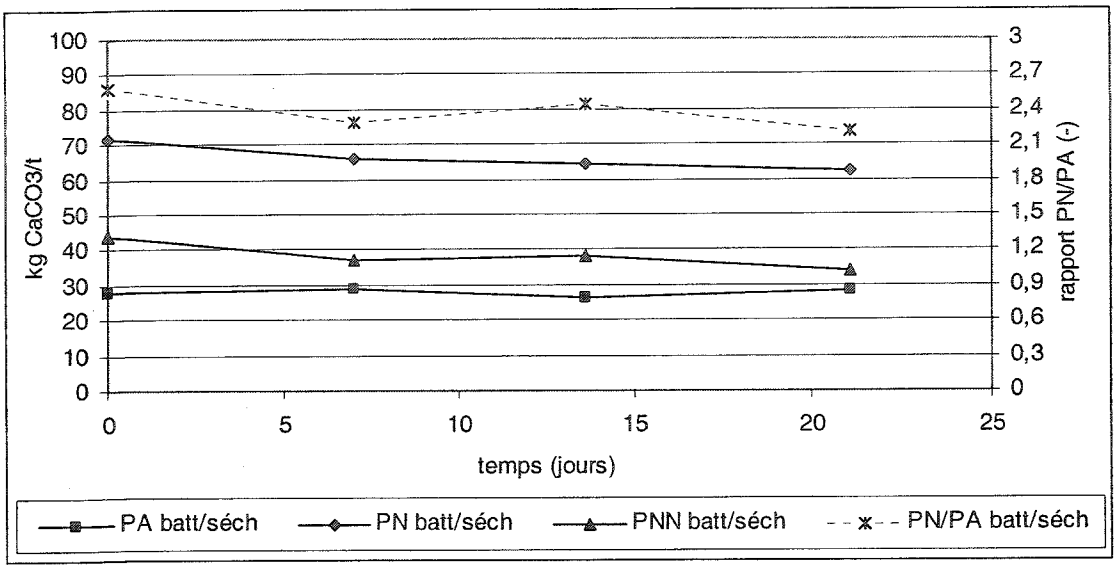


Figure 5.4 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur GRE-M1

On remarque à la figure 5.4 que le PN subit une baisse, de 72 à 62 kg $CaCO_3$/t (variation de près de 14 %), alors que le PA demeure entre 26 et 28 kg $CaCO_3$/t durant l'essai (variation non significative). Le PNN subit conséquemment une baisse de 44 à 34 kg $CaCO_3$/t (diminution de 23 %) pendant l'essai. Le rapport PN/PA subit lui aussi une baisse, passant de 2,6 à 2,2. Le matériel passe donc initialement de potentiellement non générateur à un état de plus en plus près de la zone d'incertitude à mesure que son évolution est poussée en réacteur de Soxhlet. On constate aussi que le PN diminue plus rapidement que le PA, probablement en raison de la dissolution des carbonates par dissolution simple sans neutralisation; pour plus de détails, voir Bradham et Caruccio (1991) et Villeneuve (2004). Les diminutions observées des paramètres PN (14 %) et PA (non significatif) sont respectivement du même ordre de grandeur que les diminutions des éléments Ca, Mg, Mn (environ 10 %)et $S_{sulfure}$ (non significatif) présentés à la figure 5.3. Comme dans le cas du rejet UQ-8, la dissolution des carbonates ne semble pas liée à la neutralisation de l'acide généré par les sulfures, l'oxydation de ces derniers étant négligeable.

5.1.3 Rejet LAR-M3

La section suivante montre les résultats obtenus pour les essais en réacteur de Soxhlet avec cycles de battements et séchages sur le matériel LAR-M3.

Suivi de la chimie des solides et des lixiviats

La figure 5.5 montre l'évolution des épuisements des éléments Ca, Mg, Mn, S_{total} et $S_{sulfure}$ dans les réacteurs de Soxhlet réalisés sur le matériel LAR-M3; les épuisements sont calculés à partir de la chimie du solide et des lixiviats.

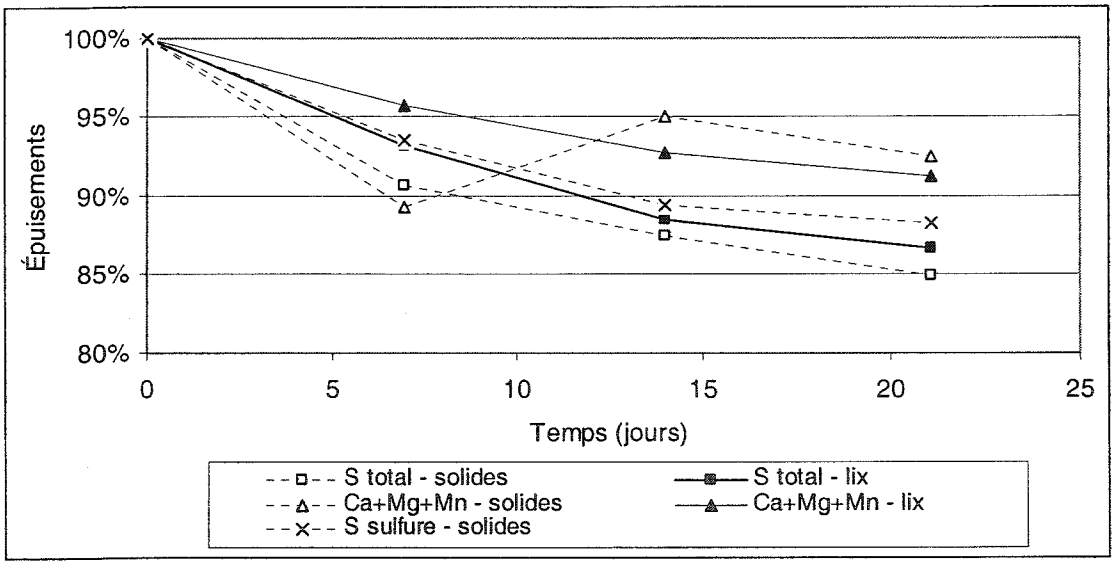


Figure 5.5 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur LAR-M3

On observe à la figure 5.5 que la chimie des lixiviats et des solides pour le S_{total} de même que les éléments Ca, Mg et Mn sont généralement en accord dans les essais en réacteur de Soxhlet. La valeur de Ca, Mg et Mn dans le lixiviat à 7 jours semble être erronée; on peut penser que cela est relié à des erreurs d'expérimentation. Après 21 jours d'essai, le S_{total} atteint entre 85 et 87 % restant, alors que les éléments Ca, Mg et Mn atteignent entre 91 et 93 % restant. Le $S_{sulfure}$ subit une diminution un peu moins

prononcée que le S_{total}, atteignant environ 88 % restant après 21 jours d'essai. La différence est expliquée par une faible proportion de sulfates solubles qui sont lixiviés du solide vers le fluide d'extraction et amènent une surestimation de l'oxydation des sulfures pour le suivi avec le S_{total}.

Résultats de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)

La figure 5.6 montre les résultats obtenus sur les solides générés en réacteur de Soxhlet sur le rejet LAR-M3 pour l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997).

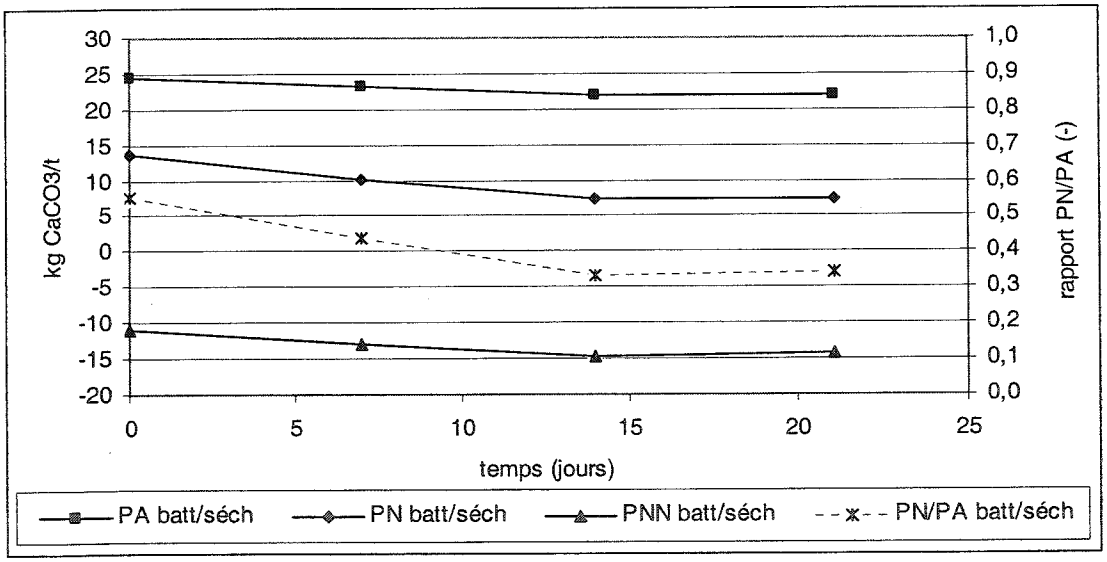


Figure 5.6 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur LAR-M3

On remarque à la figure 5.6 que le PA subit une légère baisse de 24,5 à 21,8 kg $CaCO_3$/t durant les essais, ce qui correspond à une baisse de 11%. Le PN subit une diminution de 45 % en passant de 13,6 à 7,5 kg $CaCO_3$/t. Ces évolutions amènent le PNN à diminuer de -10,9 à -14,3 kg $CaCO_3$/t, une diminution de 31 %. Cependant, la variabilité des résultats de PN selon cette méthode est d'environ ±2 kg$CaCO_3$/t pour un

témoin ayant un PN d'environ 40 kg $CaCO_3$/t. La variation du PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est donc peu significative pour ce rejet. Le rapport PN/PA diminue aussi, passant de 0,55 à 0,34 pendant les essais, demeurant donc générateur selon ce critère. Le matériel LAR-M3 demeure dans la zone d'incertitude durant l'essai selon le critère de PNN. La diminution du rapport PN/PA suggère une probabilité accrue de génération d'acide avec l'évolution du matériel en réacteur de Soxhlet. On remarque encore une fois que l'essai en réacteur de Soxhlet semble avoir tendance à consommer plus rapidement le potentiel de neutralisation en raison de la dissolution simple des carbonates sans neutralisation d'acide. Ce phénomène est d'autant plus important dans le rejet LAR-M3 que la calcite est le seul carbonate présent et même pratiquement le seul minéral neutralisant de ce matériel.

Les évolutions des résultats des essais statiques (figure 5.6) sont du même ordre que les évolutions des éléments montrés à la figure 5.5 pour le PA. En effet, le PA diminue de 11 % alors que le $S_{sulfure}$ subit une baisse d'environ 12 % (88 % restant). Cependant, les éléments Ca, Mg et Mn diminuent d'environ 7 à 9 % (91 à 93 % restant) alors que le PN diminue de 45 %. Cette diminution de 45 % du PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) semble être liée à la grande incertitude sur des valeurs aussi basses que celles rencontrées dans ce matériel (inférieures à 15 kg $CaCO_3$/t); la diminution est donc probablement surestimée.

5.1.4 Rejet MAT-M1

Suivi de la chimie des solides et des lixiviats

La figure 5.7 montre l'évolution des épuisements des principaux éléments associés à la génération et à la neutralisation d'acide en réacteur de Soxhlet sur le matériel MAT-M1, autant dans la chimie du solide que dans celle du lixiviat.

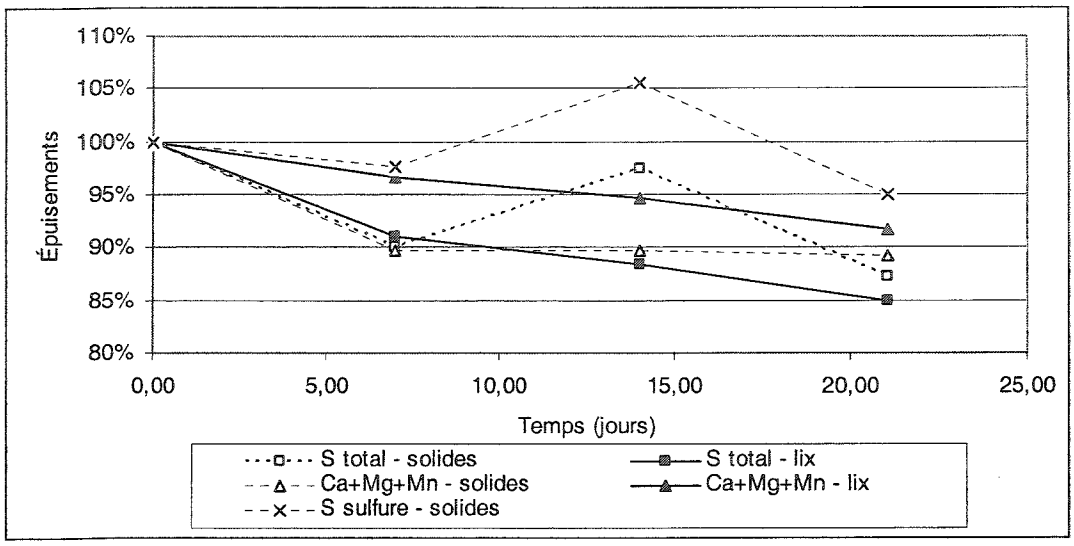


Figure 5.7 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur MAT-M1

Sur la figure 5.7, on remarque des résultats non concordants à 14 jours pour les valeurs de S_{total} et de $S_{sulfure}$ calculés à partir des solides. Si on néglige ce point, la correspondance entre les résultats calculés à partir des solides et des lixiviats est bonne. On peut aussi observer que l'épuisement du S_{total} (85 à 87 % restant) est plus important que celui du Ca, Mg et Mn (89 à 92 % restant). L'évolution des courbes de S_{total} et de Ca, Mg et Mn semble suivre sensiblement la même pente, ce qui pourrait indiquer un lien entre les épuisements des minéraux acidifiants et neutralisants. La courbe de $S_{sulfure}$ atteint 95 % restant après 21 jours, ce qui est non significatif selon l'incertitude relative d'environ 7 % sur ces mesures.

Résultats de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)

La figure 5.8 montre les résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) effectués sur les solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur le matériel MAT-M1.

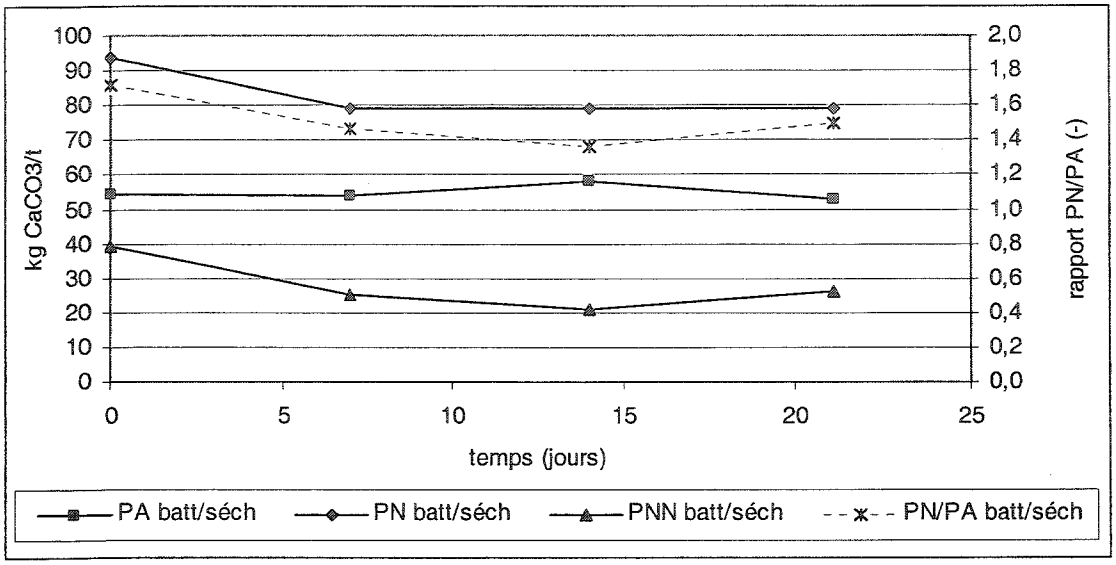


Figure 5.8 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur MAT-M1

La figure 5.8 montre que le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) diminue au début de l'essai de 93,9 à 79,3 kg $CaCO_3$/t (diminution de 15 %), pour ensuite se stabiliser à cette valeur pour le reste de l'essai. Les éléments Ca, Mg et Mn subissent, quant à eux, une diminution de 9 à 11 %, ce qui est du même ordre de grandeur que la diminution du PN. Le PA demeure plus stable durant l'essai, passant de 54,5 à 53,1 kg $CaCO_3$/t, ce qui représente une variation non significative, tout comme la variation du soufre sulfure dans le solide. Ces évolutions amènent le PNN à diminuer de 39,4 à 26,2 kg $CaCO_3$/t durant l'essai; le matériel est donc dans la zone de non génération d'acide selon le critère de PNN (voir section 2.3.2). Le rapport PN/PA diminue légèrement et passe de 1,7 à 1,5 du début à la fin de l'essai, ce qui caractérise le matériel comme potentiellement générateur selon le critère de PN/PA (voir section 2.3.2). La diminution du rapport PN/PA et du PNN peut être annonciatrice d'une tendance à long terme à devenir de plus en plus potentiellement générateur d'acide à mesure que le matériel évolue. Cependant, le fait que le PA et le $S_{sulfure}$ demeurent pratiquement inchangés durant les essais indique que l'oxydation des sulfures est

négligeable. Par conséquent, les diminutions du PN et des éléments Ca, Mg et Mn sont principalement liées à la dissolution simple des carbonates sans neutralisation d'acide.

5.1.5 MAT-M2

La section suivante présente les résultats obtenus pour les essais en réacteur de Soxhlet avec cycles de battements et séchages sur le matériel MAT-M2.

Suivi de la chimie des solides et des lixiviats

La figure 5.9 illustre les variations des épuisements des éléments associés à la génération et à la neutralisation de l'acide durant les essais en réacteurs de Soxhlets avec cycles de battements et séchages pour le matériel MAT-M2.

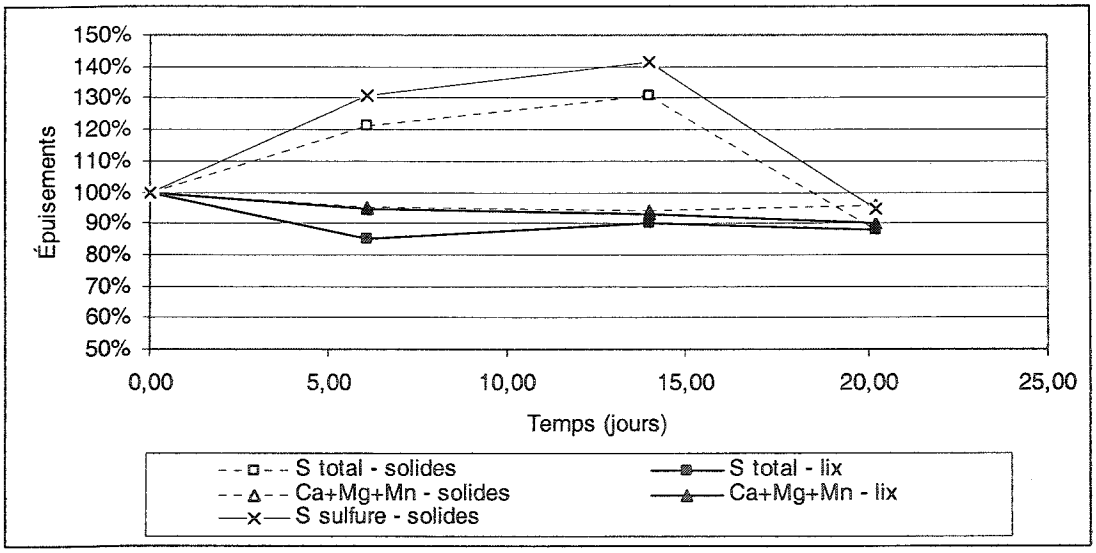


Figure 5.9 : Variation de la chimie des éléments d'importance dans les essais en réacteurs de Soxhlet avec battements et séchages sur MAT-M2

On observe tout d'abord que des résultats semblent erronés pour le S_{total} et le $S_{sulfure}$ dans les solides, à 7 et 14 jours. Cela semble être causé par une erreur d'analyse du S_{total} dans les solides correspondants. En effet, les résultats du bilan du S_{total} sont

semblables entre les lixiviats et le solide pour les autres rejets étudiés en réacteur de Soxhlet. Les variations inhabituelles pourraient aussi être causées par des hétérogénéités du rejet, malgré les précautions d'homogénéisation prises durant la préparation des échantillons. Enfin, ce comportement pourrait aussi être causé par un enrichissement relatif du soufre dans le rejet MAT-M2 soumis au réacteur de Soxhlet. Les points correspondant à l'épuisement du S_{total}, évalués à partir des solides et des lixiviats à 21 jours, sont confondus à environ 88 % restant. Le soufre sulfure atteint, quant à lui 95 %, restant après 21 jours, ce qui est non significatif. Les résultats du suivi des éléments Ca, Mg et Mn pour les solides et les lixiviats sont confondus à 7 jours (95 % restant) et 14 jours (94 % restant), alors qu'à 21 jours, le solide montre 96 % restant (non significatifs) et que le lixiviat montre 90 % restant pour ces éléments combinés.

Résultats de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)

Les résultats des essais statiques, où le potentiel de neutralisation est évalué à l'aide de la méthode Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), effectués sur les solides générés dans les essais en réacteur de Soxhlet sur MAT-M2 sont présentés à la figure 5.10.

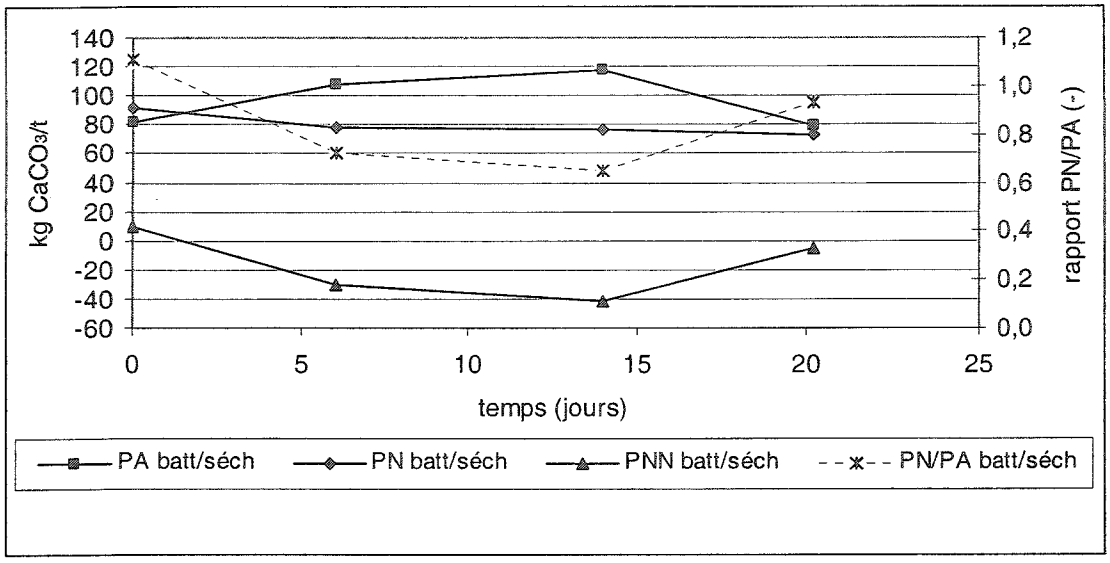


Figure 5.10 : Résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) des solides générés par les essais en réacteur de Soxhlet sur MAT-M2

On remarque à la figure 5.10 que le PA augmente significativement de 82 à 120 kg $CaCO_3$/t durant les 14 premiers jours de l'essai (lié aux augmentations du S_{total} montrées à la figure 5.9 et difficilement explicables) pour ensuite diminuer à 80 kg $CaCO_3$/t à 21 jours, pour une diminution globale de 3 %. Cette faible diminution globale du PA après 21 jours ne représente pas une évolution globale significative à cause de l'erreur relative sur les mesures du soufre utilisées dans le calcul du PA. Le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est plus stable, passant de 91,0 à 73,5 kg $CaCO_3$/t durant l'essai pour une diminution de 19 %. Ensemble, ces deux paramètres font diminuer le PNN de 9 à -42 kg $CaCO_3$/t durant les 14 premiers jours, pour ensuite le faire remonter à -6 kg $CaCO_3$/t. Le rapport PN/PA voit sa valeur diminuer de 1,11 à 0,65 durant les 14 premiers jours des essais, pour ensuite remonter à 0,93 après 21 jours. Selon le critère du PNN, le rejet passe donc de la zone d'incertitude à la zone de génération d'acide dès les premiers jours d'essais, pour ensuite revenir dans la zone d'incertitude après 21 jours. Selon le critère de PN/PA, le matériel demeure dans la zone de génération d'acide durant toute la durée des essais.

À cause du comportement difficilement explicable des résultats du S_{total} à 7 et 14 jours, les PA à ces temps sont eux aussi difficilement explicables, de sorte qu'il est préférable de se fier aux résultats à 21 jours pour statuer sur l'évolution du rejet MAT-M2. À 21 jours, les diminutions du PA et du $S_{sulfure}$ sont non significatives. Les diminutions des éléments Ca, Mg et Mn à 21 jours (diminutions de 4 à 10 %) sont un peu plus faibles que celles du PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) (19 %). Il appert donc que l'oxydation des sulfures est encore une fois non significative, et que les diminutions du PN et des éléments Ca, Mg et Mn sont liées principalement à la dissolution simple des carbonates et non à la neutralisation d'acide.

5.1.6 Sommaire de l'effet de l'altération en réacteur de Soxhlet sur les résultats des essais statiques

Durant les évolutions provoquées en réacteur de Soxhlet, la plupart des rejets de concentrateur ont subi des variations significatives de leurs teneurs en Ca, Mg et Mn (représentant les minéraux impliqués dans la neutralisation d'acide), mais ils n'ont pas subi de variations significatives du $S_{sulfure}$ (représentant la pyrite, génératrice d'acide). On peut donc émettre l'hypothèse que les minéralogies ont varié de façon similaire aux éléments chimiques étudiés. Par conséquent, les PN ont varié significativement pour la plupart des rejets, alors que les PA n'ont pas subi de variations significatives. Par contre, l'évolution minéralogique ne signifie pas nécessairement une variation des résultats des essais statiques. En effet, si les variations minéralogiques se font de façon proportionnelle, il est possible que même lorsqu'il y a altération des minéraux, le PN et le PA demeurent presque constants.

Il est pertinent d'introduire ici le concept d'épuisement des PN et des PA. Il est possible de calculer les épuisements de ces paramètres au même titre que l'on peut calculer les épuisements des éléments chimiques. En effet, les PN et PA sont rapportés en équivalents de kg $CaCO_3$/t, ce qui est une proportion au même titre que les

pourcentages massiques des éléments chimiques et des minéraux. Le tableau 5.1 montre les diminutions des PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), des éléments Ca, Mg et Mn et enfin des PA (calculés à partir des teneurs en $S_{sulfure}$ dans les solides).

Tableau 5.1 : Comparaison des évolutions des différents paramètres considérés dans les essais en réacteur de Soxhlet

Matériel	Diminutions			
	PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	*Ca+Mg+Mn solide*	*Ca+Mg+Mn lixiviat*	*PA*
UQ-8	22%	25%	28%	3%
GRE-M1	15%	10%	8%	0%
LAR-M3	45%	7%	9%	12%
MAT-M1	18%	11%	8%	5%
MAT-M2	21%	4%	10%	5%

Le paramètre du PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) diminue entre 15 et 45 % selon le rejet. Par contre, cette dernière valeur est peu représentative à cause de la grande incertitude relative des valeurs de ce paramètre pour le rejet LAR-M3. Si on exclut cette valeur, le paramètre PN varie entre 15 et 22 % pour les essais en réacteurs de Soxhlet, selon le matériau. Les éléments Ca, Mg et Mn déterminés à partir des analyses des solides diminuent de 4 à 25 %. À partir des lixiviats, on détermine les diminutions des éléments Ca, Mg et Mn entre 8 et 28 %.

Les diminutions du paramètre PA varient entre 0 et 12 %, mais ils sont non significatifs en regard des incertitudes relatives sur les mesures de soufre utilisées dans les calculs de PA. L'oxydation des minéraux sulfureux dans les rejets étudiés est donc négligeable dans ces essais en réacteur de Soxhlet. Malgré cela, les épuisements du PN sont significatifs et, donc, plus importants dans les réacteurs de Soxhlet que ceux du PA

pour les rejets étudiés. Cela est expliqué par une dissolution simple des carbonates sans neutralisation de l'acide.

On constate également pour tous les rejets que les diminutions des PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) et des éléments Ca, Mg et Mn (que l'on considère représenter les minéraux neutralisants) sont du même ordre de grandeur. Une exception est le rejet LAR-M3, dont l'évolution du PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est beaucoup plus importante (45 % restant) que pour les éléments Ca, Mg et Mn dans le solide (7 %). Cette différence est causée en bonne partie par la grande incertitude relative sur ces valeurs dans ce rejet. En effet, le PN pour le rejet LAR-M3 montre une incertitude relative de 15 à 25 %. Une autre exception est le rejet MAT-M2, dont le PN diminue de 22 % alors que les éléments Ca, Mg et Mn selon le solide diminuent de 4 %. Malgré ces exceptions, les données confirment que les comportements des éléments Ca, Mg et Mn sont en général représentatifs des minéraux neutralisants pour les rejets de concentrateur étudiés dans les essais en réacteur de Soxhlet.

Les essais réalisés en réacteurs de Soxhlet permettent également de constater qu'étant donné les faibles différences entre les évolutions des éléments d'importance (S, Ca, Mg et Mn) déterminées par les solides et par les lixiviats, les précipitations de minéraux secondaires sont négligeables dans cet essai cinétique, tel que démontré aussi par Villeneuve (2004). Cela confirme donc que dans les essais cinétiques réalisés sur des rejets ayant un faible potentiel de génération d'acide où la précipitation de minéraux secondaires est un phénomène peu important, il est possible d'estimer l'altération des minéraux à partir du suivi des éléments chimiques dans les lixiviats.

5.2 Composition chimique des solutions extraites des mini-cellules d'altération

Comme il a été mentionné dans la section précédente, les conditions dans les réacteurs de Soxhlet sont différentes des conditions réelles de terrain, ce qui entraîne des différences entre la réalité et ce qui est observé avec ce type de test. Un des phénomènes préoccupants est la possible dissolution des carbonates sans neutralisation (Bradham et Caruccio, 1991, Li, 2000; Villeneuve, 2004). Afin de se rapprocher des conditions réelles tout en altérant de façon significative les rejets à l'étude, des essais en mini-cellules d'altération ont été effectués. Villeneuve (2004) a démontré que les essais en mini-cellule d'altération sont effectués dans des conditions qui sont plus près des conditions de terrain que les conditions des réacteurs de Soxhlet.

Afin de suivre l'effet de l'altération sur le résultat des essais statiques, il faudrait prélever des échantillons de solide dans les mini-cellules d'altération. Toutefois, il est impossible de prélever des échantillons de solide dans les mini-cellules sans modifier significativement les charges d'éléments produits dans les solutions d'exfiltration. Par conséquent, aucun aliquote des solides soumis aux essais en mini-cellules d'altération ne sera prélevé durant les essais; on ne mesurera le PN et le PA selon la méthode de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) que sur le solide issu du démantèlement des essais. De plus, si les minéraux neutralisants et générateurs d'acide évoluent de façon proportionnelle, il est possible que les paramètres PN et PA ne montrent que très peu de variations : le suivi de ces paramètres seulement peut donc se révéler trompeur. Il faut donc se fier à un autre type de suivi, afin d'évaluer l'altération des rejets durant les essais en mini-cellules d'altération.

Pour ce faire, les évolutions des éléments chimiques d'importance dans les lixiviats extraits des mini-cellules d'altération sont donc présentées. Des calculs plus approfondis seront présentés au chapitre 6 reliant les évolutions des éléments chimiques aux évolutions des minéraux. Comme il est démontré par Villeneuve (2004) et dans les essais en réacteur de Soxhlet à la section précédente, il est possible de suivre

l'évolution des minéraux des rejets impliqués dans la génération et la neutralisation d'acide soumis à des d'essais cinétiques en suivant les éléments contenus dans ces minéraux. Pour que cela soit possible, il est impératif que les phénomènes de précipitation de minéraux secondaires n'affectent pas de façon significative les teneurs en éléments chimiques récupérées. Or, Villeneuve (2004) a démontré que les phénomènes de précipitations sont négligeables dans les réacteurs de Soxhlet et dans les mini-cellules d'altération, pour des rejets identiques à ceux étudiés dans ce mémoire.

Les essais en mini-cellules d'altération sont décrits en détails à la section 3.4.2. Ces essais ont été conduits sur une période de 206 jours, ou jusqu'à la 29^{e} semaine, à raison de deux lixiviations par semaine. Contrairement aux essais en réacteur de Soxhlet, ou les potentiels chimiques de génération d'acide sont suivis tout au long de l'évolution des matériaux, les potentiels chimiques de génération d'acide des essais en mini-cellule d'altération sont seulement vérifiés au début et à la fin des essais. Cependant, les analyses chimiques des lixiviats permettent de déduire les épuisements des éléments chimiques (et éventuellement des minéraux) dans les mini-cellules d'altération à chaque prise d'échantillon.

Notons que les graphes d'épuisements des éléments suivis dans les essais en mini-cellules d'altération commencent à 100 %. Par contre, les mises en place des essais se font en milieu humide, amenant une perte de masse au jour zéro des essais. Cette masse perdue est composée en majorité de minéraux solubles dans l'eau, comme le gypse et autres minéraux secondaires (produits d'oxydation préalable des sulfures des rejets). Afin de travailler avec des évolutions des pourcentages restants dont les courbes démarrent à 100 %, les masses perdues à la mise en place sont soustraites en guise de correction de toutes les mesures élémentaires prises durant les essais. Mentionnons aussi que plusieurs lixiviations sont nécessaires avant d'atteindre un « régime permanent », où les évolutions des éléments deviennent constantes. À ce moment, on

considère que les phénomènes géochimiques ayant lieu dans la mini-cellule d'altération se produisent à des vitesses constantes. Pour les mini-cellules d'altération effectuées dans ce travail, il faut environ 60 jours avant d'atteindre un régime permanent. Tous les rejets étudiés atteignent un régime permanent, sauf le rejet UQ-8. L'explication de l'atteinte d'un régime permanent se fera plus en détails au chapitre 6.

5.2.1 Rejet UQ-8

La figure 5.11 montre les épuisements des éléments d'importance reliés à la génération et à la neutralisation d'acide durant l'essai en mini-cellules d'altération, c'est-à-dire le S_{total} et la sommation des éléments Ca, Mg et Mn.

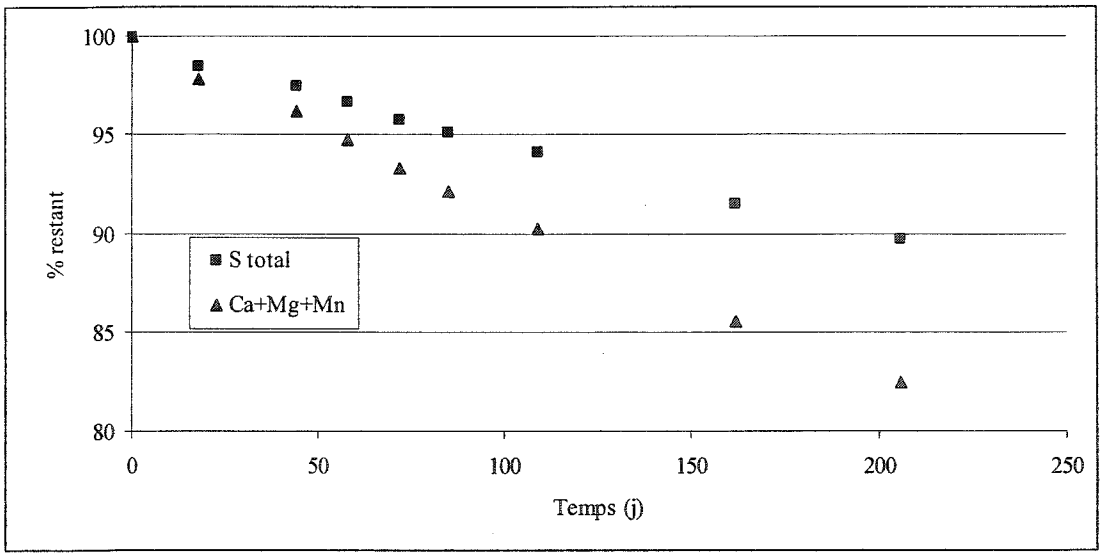


Figure 5.11 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel UQ-8

On remarque que les éléments Ca, Mg et Mn atteignent environ 82 % restant à la fin de l'essai, alors le S_{total} atteint environ 90 % restant. Ces évolutions importantes peuvent être reliées à la fois à la présence au départ de minéraux secondaires solubles comme le gypse (si ces minéraux solubles ne se sont pas tous dissous à la mise en place), de

même qu'à l'épuisement de la pyrite et des carbonates. On constate aussi que les épuisements évoluent de façon quasi-linéaire tout au long de l'essai en mini-cellule pour le rejet UQ-8. Il s'agit du seul rejet étudié pour lequel on n'observe pas de ralentissement des épuisements durant l'essai en mini-cellule d'altération.

Ces épuisements montrent que le matériel UQ-8 a évolué de façon significative. On remarque aussi que l'écart entre les épuisements des éléments d'importance est moins important en mini-cellule d'altération (environ 7 % d'écart dans les épuisements) que dans le cas des essais en réacteur de Soxhlet (entre 9 et 25 % d'écart) pour ce rejet. Cependant, il est nécessaire de transformer les évolutions massiques des éléments présentées à la figure 5.11 en évolutions minéralogiques afin de bien montrer la correspondance entre les évolutions des minéraux générateurs et neutralisants d'acide. Ces résultats (pour tous les rejets étudiés) sont présentés au chapitre 6. On présente par ailleurs les caractérisations par DRX et les caractérisations de différents PN et PA au démantèlement de l'essai en mini-cellule aux sections 5.2.6 et 5.2.7 respectivement, afin de clarifier l'ampleur de l'altération du rejet durant l'essai.

5.2.2 Rejet GRE-M1

La figure 5.12 montre les épuisements du soufre total et de la sommation des éléments Ca, Mg et Mn dans l'essai en mini-cellule d'altération sur le rejet GRE-M1.

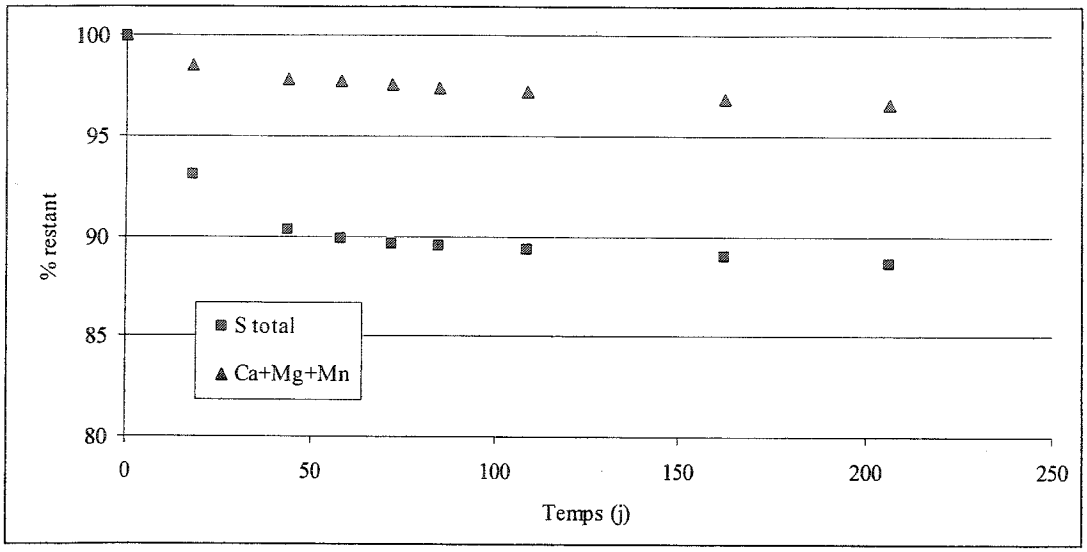


Figure 5.12 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel GRE-M1

On peut observer que les épuisements commencent par diminuer rapidement au cours des premiers jours de l'essai, pour se stabiliser en une évolution lente et quasi linéaire pour le restant de la durée de l'essai. Les diminutions rapides observées des pourcentages restant dans les premiers jours de l'essai peuvent être attribuables aux minéraux secondaires présents dans le rejet qui sont facilement lixiviés dans les premiers rinçages, de même qu'à la passivation des surfaces des minéraux qui en ralentissent la réactivité. Cependant, les chutes observées sont relativement faibles : les épuisements atteignent un peu moins de 3 % (97 % restant) pour Ca, Mg et Mn et un peu moins de 11 % (89 % restant) pour le S_{total} après 206 jours. Ces faibles diminutions indiquent que peu de minéraux secondaires lixiviables sont présents au départ de l'essai. Par ailleurs, l'écart entre les épuisements des éléments d'importance est moins important en mini-cellule d'altération (environ 8 % d'écart) que dans le cas des essais en réacteur de Soxhlet, où l'écart varie entre 10 et 15 % pour ce rejet.

5.2.3 Rejet LAR-M3

La figure 5.13 montre les épuisements du soufre et du calcium, magnésium et manganèse dans l'essai en mini-cellule d'altération sur le matériel LAR-M3.

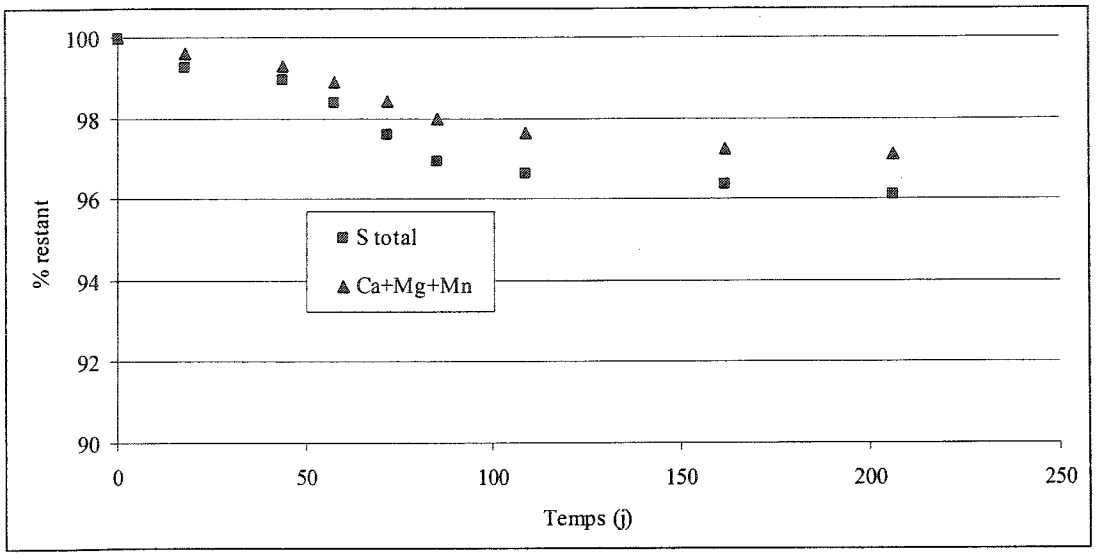


Figure 5.13 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel LAR-M3

Les épuisements sur la figure 5.13 atteignent environ 97 % pour le Ca, Mg et Mn et environ 96 % pour le S_{total} à la fin de l'essai. L'évolution des épuisements est lente durant le premier tiers de l'essai, puis on observe une légère augmentation autour de 75 jours avant un retour à une évolution lente vers 100 jours jusqu'à la fin de l'essai. On peut aussi remarquer que les courbes adoptent un cheminement semblable, ce qui indique que les comportements des minéraux représentés par ces éléments chimiques semblent reliés, c'est-à-dire que la neutralisation et la génération d'acide se suivent bien dans ce matériel. L'écart pratiquement nul entre les épuisements des éléments d'importance dans ces essais (environ 1 % d'écart) contraste avec les écarts de 5 à 7 % obtenus dans les essais en réacteur de Soxhlet pour ce rejet. Les faibles épuisements observés des éléments d'importance indiquent que le matériel LAR-M3 n'a probablement pas beaucoup évolué dans l'essai en mini-cellule.

5.2.4 MAT-M1

La figure 5.14 montre l'évolution des épuisements du soufre et du calcium, magnésium et manganèse dans l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel MAT-M1.

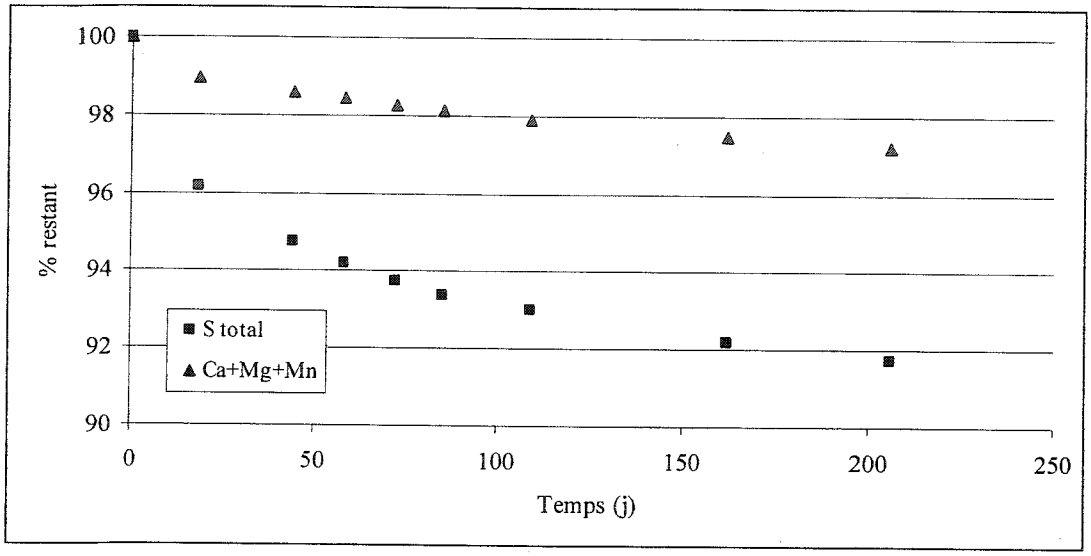


Figure 5.14 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel MAT-M1

On observe à la figure 5.14 que les épuisements finaux atteignent un peu plus de 3 % (97 % restant) pour le Ca, Mg et Mn et environ 8 % (92 % restant) pour le S_{total}. On constate une chute rapide des pourcentages restants durant les premiers jours de l'essai, pour ensuite prendre une évolution quasi linéaire jusqu'à la fin de la durée de l'essai. Cette chute est plus visible pour le S_{total}, mais elle est tout de même observable sur la courbe des éléments Ca, Mg et Mn. Le fait que les éléments Ca, Mg et Mn subissent une chute moins importante que pour le S_{total} dans les premiers jours de l'essai indique que la proportion de soufre facilement lixiviable présent au départ est plus importante par rapport à la proportion massique des éléments Ca, Mg et Mn. On remarque aussi que la perte du S_{total} est plus rapide que la perte des éléments Ca, Mg et Mn, une fois

que les pentes sont stabilisées. L'écart entre les épuisements des éléments associés à la génération et à la neutralisation de l'acide est moins important dans le cas de l'essai en mini-cellules d'altération (5 % d'écart) que dans le cas des essais en réacteur de Soxhlet (3 à 13 % d'écart).

5.2.5 MAT-M2

Les épuisements des éléments d'importance provoqués par l'essai en mini-cellule d'altération sur le matériel MAT-M2 sont montrés à la figure 5.15.

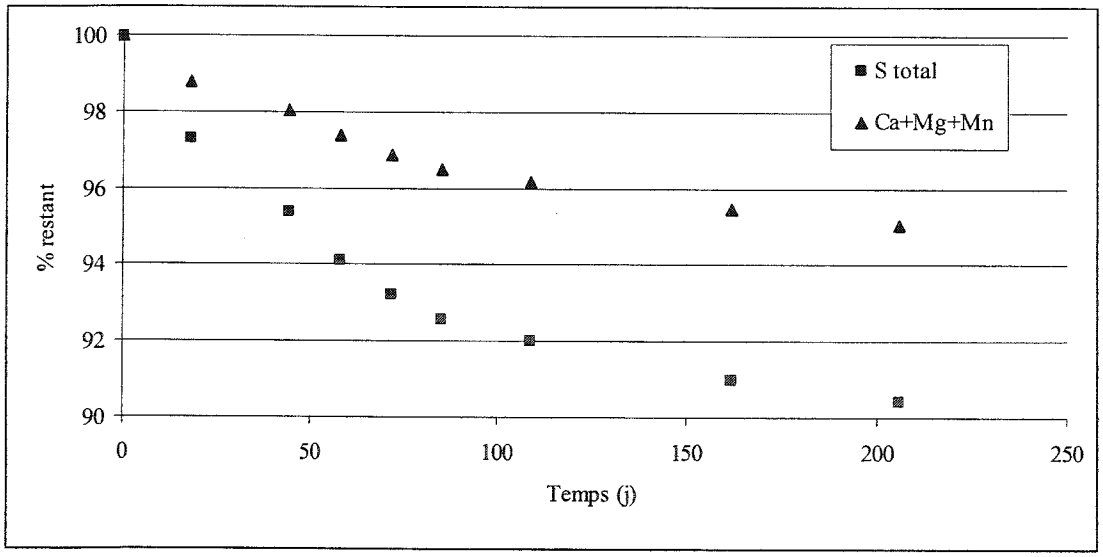


Figure 5.15 : Épuisements des éléments d'importance durant l'essai en mini-cellules d'altération sur le matériel MAT-M2

On observe que les courbes d'épuisements des éléments S_{total} et Ca, Mg et Mn adoptent un parcours similaire. En effet, les épuisements sont rapides durant le premier tiers de la durée de l'essai, puis ils adoptent une évolution plus lente et quasi linéaire jusqu'à la fin de l'essai. À la fin du test, le S_{total} atteint un peu plus de 90 % restant alors que les éléments Ca, Mg et Mn atteignent environ 95 % restant. Ces évolutions montrent que le matériel MAT-M2 a évolué de façon significative durant l'essai en mini-cellule

d'altération. Afin d'appuyer ces dires, les caractérisations minéralogiques par DRX et celles de différents PN et PA au démantèlement de l'essai seront évaluées plus loin dans le chapitre. De plus, les évolutions minéralogiques durant l'essai sont présentées au chapitre 6, afin de bien montrer le lien entre les évolutions des éléments et celles des minéraux neutralisants et générateurs d'acide.

5.2.6 Évolution de la minéralogie avant et après les essais en mini-cellules d'altération

Le tableau 5.2 montre les caractérisations minéralogiques déterminées par DRX sur les matériaux initiaux et finaux des essais en mini-cellule d'altération. Les caractérisations minéralogiques complètes utilisées dans les calculs de ces épuisements sont présentés à l'annexe 3. Rappelons que les quantifications minéralogiques utilisées dans les calculs des épuisements montrent une erreur absolue de l'ordre de ±1 %.

Tableau 5.2 : Quantité restante de minéraux déterminés par DRX

Minéral	Matériel				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
Quartz	101%	108%	103%	99%	105%
Albite	99%	96%	97%	95%	100%
Chlorite	86%	100%	76%	97%	100%
Biotite	31%				
Muscovite/illite	73%	111%	98%		
Talc				162%	107%
Phlogopite mica				87%	76%
Paragonite		89%	99%		
Hornblende	99%				
Épidote		70%			
Calcite	24%	69%	60%	88%	79%
Ankérite	92%	88%		89%	86%
Dolomite	90%				
Pyrite	112%	138%	90%	85%	84%
Magnétite				118%	106%
Sidérite	87%			91%	92%
Gypse	30%				
Masse totale	***91%***	***98%***	***98%***	***97%***	***97%***

Valeurs supérieures à 100%, explicables par la précision des analyses ou par un enrichissement relatif

On remarque que certains minéraux montrent des épuisements très peu significatifs. C'est le cas notamment du quartz, dont les % restants varient entre 99 (MAT-M1) et 108 % (GRE-M1), et de l'albite, dont les % restants varient entre 95 (MAT-M1) et 100 % (MAT-M2). Ces deux minéraux ne sont pas considérés comme neutralisants, et il n'est donc pas surprenant de retrouver de telles variations dans leur cas. De plus, ces minéraux possèdent de très faibles réactivités en milieu près de la neutralité (Paktunc, 1999a). Il est donc normal que les minéraux non réactifs dans les conditions d'essai en mini-cellule d'altération montrent un enrichissement relatif causé par la perte d'autres

minéraux durant les essais. Les % restants obtenus qui sont supérieures à 100 % peuvent aussi être attribuables à la précision des analyses minéralogiques (±1 %), particulièrement pour les faibles teneurs. Par exemple, la pyrite dans GRE-M1 se trouve à des teneurs inférieures à 2 %, d'où une erreur relative de l'ordre de 50 % sur les mesures et l'obtention de 138 % restant. Il en est de même pour le talc et la magnétite dans le matériel MAT-M1 (diminutions respectives de 162 et 118 %), la pyrite dans UQ-8 (112 %), le talc et la magnétite dans le matériel MAT-M2 (diminutions respectives de 107 et 106 %).

Certains des silicates considérés neutralisants montrent par contre des épuisements significatifs. Entre autres, la chlorite atteint 76 % restant dans le matériel LAR-M3 et 86 % restant dans le matériel UQ-8. Les trois autres rejets de concentrateur atteignent entre 97 % restant (MAT-M1) et 100 % restant (GRE-M1 et MAT-M2) de ce minéral. Le mica phlogopite montre aussi des diminutions significatives, atteignant 87 % restant dans MAT-M1 et 76 % restant dans MAT-M2. Enfin, l'épidote atteint 70 % restant dans le matériel GRE-M1. Enfin, le rejet UQ-8 contient de la biotite qui atteint 30% restant. Par contre, les teneurs minéralogiques sont trop faibles pour accorder de l'importance à cette valeur.

5.2.7 Évolution du potentiel de génération d'acide avant et après les essais en mini-cellule d'altération

Dans cette section, on vérifie l'évolution du potentiel de génération d'acide dans les essais en mini-cellule d'altération. Le tableau 5.3 montre les résultats des différents essais statiques initiaux et finaux des mini-cellules d'altération. Les potentiels de neutralisation et de génération d'acide sont évalués à l'aide des différentes méthodes présentées précédemment, soit la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997), le PNC corrigé (pour la présence de sidérite), la méthode minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) et celle du PNC de Paktunc (1999a, b). Rappelons que les

essais statiques minéralogiques sont calculés à partir des quantifications minéralogiques évaluées au DRX du début et de la fin des essais en mini-cellule d'altération. Rappelons aussi que le PA est déterminé à partir de la teneur en $S_{sulfure}$.

Tableau 5.3 : Résultats des essais statiques initiaux et au démantèlement des mini-cellules d'altération

Paramètre	UQ-8		GRE-M1		LAR-M3		MAT-M1		MAT-M2	
	initial	*final*	*initial*	*final*	*initial*	*final*	*initial*	*final*	*initial*	*final*
PN Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	64,2	67,3	71,7	68,1	13,6	10,1	93,9	79,9	91,0	72,2
PA	199,4	193,0	27,8	24,5	24,5	20,4	54,5	56,2	81,8	112,2
PNN Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	-135,2	-125,7	43,9	43,6	-10,9	-10,3	39,4	23,7	9,2	-40,0
PN/PA Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	0,32	0,35	2,58	2,78	0,56	0,50	1,72	1,42	1,11	0,64
PNC corrigé	139,2	151,0	115,8	126,7	17,5	33,3	154,8	148,4	140,2	150,3
PNNC corrigé	-60,2	-42,0	88,0	102,2	-7,0	12,9	100,3	92,2	58,4	38,1
PNC/PA corrigé	0,70	0,78	4,17	5,17	0,71	1,63	2,84	2,64	1,71	1,34
PN Lawrence et Sheske (1997)	134,8	116,6	101,2	81,2	41,0	28,2	135,5	125,6	129,0	113,0
PNN Lawrence et Scheske (1997)	-64,6	-76,4	73,5	56,7	16,5	7,8	81,0	69,4	47,2	0,8
PNC Paktunc (1999b)	113,3	95,7	68,0	48,3	31,0	19,0	84,2	70,7	81,5	64,1
PA Paktunc (1999a, b)	196,9	240,3	20,0	28,4	20,0	18,4	38,4	33,4	90,1	78,4
PNNC Paktunc (1999b)	-83,6	-144,5	48,0	19,9	11,0	0,6	45,8	37,3	-8,6	-14,3

UQ-8

On remarque que le matériel UQ-8 demeure générateur d'acide selon tous les essais considérés pendant les essais en mini-cellules d'altération. En effet, l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) donne un PNN qui passe de -135,2 à -125,7 kg $CaCO_3$/t, et son rapport PN/PA passe de 0,32 à 0,35. La méthode du carbone inorganique (corrigée pour la présence de sidérite) donne un PNNC qui passe de -60,2 à -42,0 kg $CaCO_3$/t et un rapport PNNC/PA qui passe de 0,70 à 0,78 durant l'essais en mini-cellule d'altération. L'essai statique minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) donne un PNN qui passe de -64,6 à -76,4 kg $CaCO_3$/t, alors que l'essai statique

minéralogique des carbonates Paktunc (1999b) donne un PNNC qui passe de -83,6 à -144,5 kg $CaCO_3$/t. On remarque ici que les essais statiques chimiques (PN Sobek modifié par Lawrence et Wang, 1997 et PNC) montrent une tendance à la hausse des potentiels de neutralisation alors que les essais statiques minéralogiques (Lawrence et Scheske, 1997 et Paktunc, 1999a et 1999b) montrent une tendance à la baisse des potentiels de neutralisation. En fait, les variations des potentiels de neutralisation déterminés par les méthodes chimiques montrent des variations faibles qui sont à peine plus importantes que l'incertitude sur la mesure (environ ± 2 kg $CaCO_3$/t pour le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang, 1997 et ± 8 kg $CaCO_3$/t pour le PNC). En conséquence, les potentiels de neutralisation déterminés par les méthodes chimiques pour le rejet UQ-8 montrent de faibles variations significatives.

GRE-M1

Les essais statiques sur le matériel GRE-M1 montrent que ce dernier est soit non générateur d'acide, soit dans la zone d'incertitude. En effet, le PNN de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) demeure pratiquement inchangé durant l'essai, passant de 43,9 à 43,6 kg $CaCO_3$/t (non générateur), alors que le rapport PN/PA passe de 2,58 à 2,78 (faibles chances de générer de l'acide selon Price et *al.*, 1997). La méthode du carbone inorganique montre un PNNC qui demeure dans la zone de non génération d'acide (passant de 88,0 à 102,2 kg $CaCO_3$/t), de même que le ratio PNC/PA (passant de 4,17 à 5,17). L'approche minéralogique proposée par Lawrence et Scheske (1997) voit le PNN de ce matériel passer de 73,5 à 56,7 kg $CaCO_3$/t, demeurant donc dans la zone de non génération d'acide. Enfin, la méthode de Paktunc (1999b) voit le PNNC passer de 48,0 kg $CaCO_3$/t (non générateur d'acide) à 19,9 kg $CaCO_3$/t (zone d'incertitude). Le PA de Paktunc montre cependant un enrichissement probablement lié à une erreur de quantification minéralogique par DRX (cette valeur est déterminée à partir de la teneur en pyrite par DRX). Comme dans le cas du rejet UQ-8, les variations des résultats des PN du carbone inorganique sur le rejet GRE-M1 sont un peu plus importantes que l'erreur sur la mesure (± 8 kg $CaCO_3$/t pour le PN du

carbone inorganique). Il faut donc conclure que le potentiel de neutralisation déterminé par cet essai statique montre une variation significative pour le rejet GRE-M1. Par contre, le PA de Paktunc (1999a, b) ne montre pas de variation significative.

LAR-M3

Le rejet de concentrateur LAR-M3 est considéré soit dans la zone d'incertitude, soit comme générateur d'acide. L'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) voit son PNN demeurer stable, passant de -10,9 à -10,3 kg $CaCO_3$/t (zone d'incertitude), alors que son rapport PN/PA passe de 0,56 à 050 (générateur d'acide). La méthode du carbone inorganique caractérise le matériel LAR-M3 comme incertain selon son PNNC (qui passe de -7,0 à 12,9 kg $CaCO_3$/t), alors que le rapport PNC/PA passe de la zone de génération d'acide (0,71) à une zone où le matériel est possiblement générateur d'acide (1,63) selon le critère de Price et *al.* (1997). On remarque donc une tendance à devenir de moins en moins générateur d'acide selon les résultats de ce type d'essai statique. Les essais statiques minéralogiques de Lawrence et Scheske (1997) et de Paktunc (1999b) placent le rejet LAR-M3 dans la zone d'incertitude, avec un PNN passant de 16,5 à 7,8 kg $CaCO_3$/t pour le premier et un PNNC passant de 11,0 à 0,6 kg $CaCO_3$/t pour le deuxième. Les variations des résultats du PNC sont un peu plus importantes que l'incertitude sur la mesure (± 8 kg $CaCO_3$/t) et sont donc peu significatives.

MAT-M1

Les essais statiques considèrent le rejet MAT-M1 soit comme étant non générateur ou montrant de faibles chances de l'être, soit comme ayant de bonnes chances de générer de l'acide, selon l'essai statique utilisé. L'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) montre un PNN qui passe de 39,4 à 23,7 kg $CaCO_3$/t (non générateur) et un rapport PN/PA qui passe de 1,72 à 1,42 (bonnes chances de générer de l'acide). L'essai statique au carbone inorganique (corrigé pour la présence de sidérite) voit son PNNC passer de 100,3 à 92,2 kg $CaCO_3$/t (non générateur) et son rapport PNC/PA

passer de 2,84 à 2,64 (faibles chances de générer de l'acide). L'essai statique du carbone inorganique montre une variation à peine plus importante que l'incertitude sur ces mesures (± 8 kg $CaCO_3$/t) : les variations des résultats de cet essai sont donc peu significatives. Le PA chimique semble aussi être erroné, montrant une augmentation qui doit être causée par une erreur d'analyse du soufre total. L'essai statique minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) montre un PNN qui demeure dans la zone de non génération avec des valeurs de 81,0 et 69,4 kg $CaCO_3$/t. Enfin, l'essai statique de Paktunc (1999b) voit son PNNC varier faiblement, passant de 45,8 à 37,3 kg $CaCO_3$/t (non générateur). La plupart des essais sur le rejet MAT-M1 considèrent donc que son potentiel net de génération d'acide augmentera avec son évolution.

MAT-M2

Le rejet MAT-M2 est considéré comme générateur d'acide, non générateur d'acide ou encore incertain, selon l'essai statique considéré. L'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) montre un PNN passant de 9,2 kg $CaCO_3$/t (zone d'incertitude) à -40,0 kg $CaCO_3$/t (générateur d'acide), et un rapport PN/PA passant de 1,11 (bonnes chances de générer de l'acide) à 0,64 (générateurs d'acide). L'essai statique au carbone inorganique corrigé pour la présence de sidérite voit son PNNC passer de 58,4 kg $CaCO_3$/t à 38,1 kg $CaCO_3$/t (non générateur pour les deux valeurs), alors que le PNC/PA passe de 1,71 à 1,34 (possiblement générateur d'acide pour les deux valeurs). L'essai statique du carbone inorganique montre une variation un peu plus importante que l'incertitude sur ces mesures (± 8 kg $CaCO_3$/t) : les variations de cet essai sont donc significatives. On remarque que les essais statiques chimiques considèrent le rejet MAT-M2 comme ayant tendance à devenir de plus en plus potentiellement générateur d'acide. Cependant, l'augmentation notable du PA chimique semble être causée par une erreur d'analyse du soufre total. L'essai statique minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) montre un PNN qui passe de 47,2 kg $CaCO_3$/t à 0,8 kg $CaCO_3$/t. Il passe donc de la zone de non génération d'acide à la zone d'incertitude. L'essai statique minéralogique de Paktunc (1999b) montre un PNNC qui

demeure dans la zone d'incertitude, entre -8,6 et -14,3 kg $CaCO_3$/t, en se rapprochant de la zone de génération d'acide. La plupart des essais considèrent donc que le rejet MAT-M2 deviendra de plus en plus potentiellement générateur d'acide avec son évolution.

Le tableau 5.4 présente les épuisements des potentiels de génération et de neutralisation d'acide des rejets de concentrateurs étudiés, à partir des valeurs présentées au tableau 5.3 et des masses initiales et finales des essais en mini-cellules d'altération.

Tableau 5.4 : Pourcentages restants des potentiels de neutralisation et de génération d'acide dans les essais en mini-cellules d'altération sur les rejets étudiés

Paramètre	*% restant*				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
PN Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997)	96%	93%	73%	83%	77%
PA	89%	86%	81%	100%	133%
PNC corrigé	99%	107%	186%	93%	104%
PN Lawrence et Scheske (1997)	79%	78%	67%	90%	85%
PNC Paktunc (1999b)	77%	69%	60%	82%	76%
PA Paktunc (1999a, b)	112%	139%	90%	85%	84%

Valeurs peu ou non significatives explicables par la précision des analyses ou par des erreurs d'analyse

On remarque que le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) évolue de façon significative dans quatre des cinq rejets étudiés, UQ-8 étant celui pour lequel la variation n'est pas significative, probablement en raison de son contenu important en ankérite et en dolomite, minéraux mal pris en compte dans cet essai. Le PA chimique a varié de façon significative dans les rejets UQ-8, GRE-M1 et LAR-M3, mais non significativement dans les rejets MAT-M1 et MAT-M2. Le rejet MAT-M1 montre une variation trop faible du soufre total dans l'essai en mini-cellule d'altération, alors que MAT-M2 présente probablement une erreur d'analyse du soufre total à la fin de l'essai.

Les PNC corrigés évoluent de façon non significative pour tous les rejets étudiés, en raison de la grande incertitude relative sur les mesures de carbone inorganique. Les évolutions des PN de Lawrence et Scheske (1997) et les PNC de Paktunc (1999b) (méthodes minéralogiques) sont considérées comme significatives pour tous les rejets étudiés. Enfin, les PA de Paktunc (1999a, b) ne varient pas de façon significative pour les matériaux UQ-8 et GRE-M1 probablement à cause de l'incertitude sur les quantifications minéralogiques.

5.2.8 Évolution de la composition chimique avant et après les essais en mini-cellules d'altération

Le tableau 5.5 montre les pourcentages restants des éléments chimiques dans les essais en mini-cellules d'altération à partir des caractérisations chimiques complètes montrées à l'annexe A.3. Ces valeurs devraient être en lien avec les épuisements évalués à partir du lixiviat.

Tableau 5.5 : Pourcentages restants des éléments chimiques durant les essais en mini-cellules d'altération sur les solides et déduits des lixiviats

Élément	*UQ-8*		*GRE-M1*		*LAR-M3*		*MAT-M1*		*MAT-M2*	
	Solide	Lixiviat	Solide	Lixiviat	Solide	Lixiviat	Solide	Lixiviat	Solide	Lixiviat
C inorg	95%	n/a	107%	n/a	186%	n/a	92%	n/a	99%	n/a
Ca	74%	74,4%	84%	94,0%	93%	95,8%	85%	95,9%	89%	92,5%
Mg	82%	94,3%	90%	98,9%	93%	99,8%	86%	98,3%	93%	97,6%
Mn	95%	99,1%	92%	99,9%	105%	99,9%	91%	99,9%	97%	99,8%
S_{total}	78%	89,7%	70%	88,7%	79%	96,1	92%	91,7%	122%	94,5%
S_{SO4}	26%	n/a	0%	n/a	9%	n/a	1%	n/a	5%	n/a
$S_{sulfure}$	89%	n/a	86%	n/a	81%	n/a	100%	n/a	133%	n/a
Ca+Mg+Mn	78%	82,4%	87%	96,6%	93%	97,1%	86%	97,2%	91%	95,1%

Valeurs supérieures à 100%, explicables par la précision des analyses; n/a : non analysé

Calcium, magnésium, manganèse, carbone

On remarque que les pourcentages restants du carbone inorganique (cet élément n'a été analysé que dans les solides seulement) sont faibles dans les matériaux, variant entre

92 % pour MAT-M1 et 99 % pour MAT-M2. Deux valeurs du carbone inorganique se trouvent au-dessus de 100 % (représentant un enrichissement), soit GRE-M1 avec 107 % et LAR-M3 avec 186 %. Les variations observées pour cet élément ne sont cependant pas significatives à cause de l'incertitude sur ces mesures dans tous les rejets étudiés, particulièrement dans le cas de GRE-M1 et LAR-M3 (valeurs se situant sous 1,5% de carbone; voir l'annexe 3). Les pourcentages restants du calcium, du magnésium et du manganèse sont montrés individuellement et de façon combinée dans le tableau. Pour le calcium dans les solides, les valeurs varient entre 74 (UQ-8) et 93 % (LAR-M3), alors que dans les lixiviats, ces dernières varient entre 74,4 (UQ-8) et 95,9 % (MAT-M1). Quant au magnésium, les pourcentages restants dans les solides varient entre 82 % (UQ-8) et 93 % (LAR-M3 et MAT-M2), alors qu'ils varient entre 94,3, (UQ-8) et 99,8 % (LAR-M3) dans les lixiviats. Enfin, les pourcentages restants du manganèse sont moins importants, variant entre 92 (GRE-M1) et 97 % (MAT-M2) dans les solides, avec un enrichissement de cet élément dans le solide LAR-M3 avec 105 %, alors que les valeurs pour le manganèse déterminés par les lixiviats varient entre 99,1 (UQ-8) et 99,9 %(GRE-M1, LAR-M3 et MAT-M1). Ces variations sont en général moins importantes que les variations observées pour les résultats des essais statiques montrés au tableau 5.4, mais sont tout de même significatives, ce qui confirme qu'il y a bel et bien altération des minéraux durant les essais.

Soufre

Les pourcentages restants du soufre total représentent à la fois l'épuisement du soufre sulfate et du soufre sulfure. Le soufre total montre des valeurs à partir des solides variant entre 70 (GRE-M1) et 122 % (MAT-M2) alors que ces dernières varient entre 88,7 (GRE-M1) et 96,1 % (LAR-M3) lorsqu'elles sont déterminées par les lixiviats. Le soufre total, tel que déterminé dans le solide du rejet MAT-M2, semble montrer qu'une erreur d'analyse est responsable de cet enrichissement de 33 % du soufre. En effet, seul ce rejet montre un enrichissement dans le solide. Le soufre sulfate, qui n'est déterminé qu'à partir des solides, montre des épuisements très importants, variant entre

l'épuisement total pour le matériel GRE-M1 (0 %) et un pourcentage restant de 26 % dans UQ-8. Le soufre sulfate étant associé aux minéraux secondaires présents dans les matériaux étudiés, il est clair que les essais en mini-cellule d'altération ont lixivié la majorité de ces derniers. Cependant, Villeneuve (2004) a démontré que des minéraux secondaires sont susceptibles de se former (en faible quantité) durant les essais en mini-cellule d'altération, ce qui pourrait expliquer que les valeurs ne sont pas à 0 % dans tous les matériaux. Le soufre sulfure représente la pyrite dans les matériaux, et son pourcentage restant varie entre 74 (MAT-M2) et 122 % (MAT-M2). Le $S_{sulfure}$ ne peut être déterminé qu'à partir des solides. Comme le soufre sulfure est déterminé par différence entre le S_{total} et le $S_{sulfate}$, le fait que l'on détermine un enrichissement du $S_{sulfure}$ aussi vient appuyer l'hypothèse qu'une erreur d'analyse du S_{total} est responsable de l'enrichissement détecté pour le S_{total} et le $S_{sulfure}$.

5.2.9 Sommaire de l'effet l'altération des rejets en mini-cellule d'altération

On remarque tout d'abord une tendance générale pour les essais en mini-cellule d'altération : les épuisements sont plus faibles lorsqu'ils sont calculés par les lixiviats. Cela pourrait être causé par le fait que les charges des métaux extraites dans les lixiviats sont corrigées en soustrayant les métaux lixiviés lors de la mise en place de l'essai afin de retrouver des graphes d'épuisements qui démarrent à 100 % restant au début des essais (tel que discuté à la section 5.2). Cela peut aussi être causé par un certain stockage des éléments mobiles dans les solides, même s'il n'y a pas de précipitations massives de minéraux secondaires.

Les évolutions minéralogiques provoquées par les essais cinétiques en mini-cellules d'altération s'avèrent significatives dans le cas des rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide étudiés ici. On montre en effet à la section 5.2.6 que les minéraux ont significativement varié, si l'on se base sur les solutions d'exfiltration extraites des essais de même que sur les caractérisations chimiques résumées à la

section 5.2.8. En effet, les pourcentages restants des éléments Ca, Mg et Mn atteignent entre 97 % restant (LAR-M3) et 82 % restant (UQ-8), alors que les pourcentages restants du S_{total} atteignent entre 96 % restant (LAR-M3) et 89 % restant (GRE-M1). Ces variations significatives devraient être garantes de variations tout aussi significatives des résultats des essais statiques autant chimiques que minéralogiques. Cependant, certains essais statiques n'ont pas montré des variations importantes des résultats pour tous les rejets. C'est le cas, par exemple, du PN au carbone inorganique, qui n'a varié que peu significativement pour les rejets étudiés, et du PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), qui n'a pas varié significativement pour le rejet UQ-8. Rappelons qu'il est possible que des évolutions du même ordre pour les minéraux neutralisants et générateurs d'acide, bien que significatives, amènent les valeurs de PNN et de PN/PA à demeurer pratiquement constants.

Les variations minéralogiques déterminées par DRX (section 5.2.6) sont assez significatives pour détecter des variations des résultats des essais statiques minéralogiques de Lawrence et Scheske (1997) et de Paktunc (1999a, b) (montrés à la section 5.2.7). En effet, les carbonates ont presque tous montré des variations minéralogiques non négligeables. Comme ces derniers sont responsables de la plus grande partie des PN minéralogiques considérés ici pour les rejets étudiés, il est justifié d'utiliser les teneurs en DRX initiales et finales telles que déterminées par DRX dans le calcul des résultats des essais statiques minéralogiques.

Enfin, on remarque que les différences entre les épuisements des minéraux neutralisants, des résultats déterminations des PN ou encore des traceurs géochimiques représentant les minéraux neutralisants sont plus faibles dans le cas des essais en mini-cellule d'altération que dans celui des réacteurs de Soxhlet. Par exemple, les écarts entre les épuisements des éléments Ca, Mg et Mn et ceux du soufre total dans les lixiviats des essais en réacteur de Soxhlet varient entre 5 et 11 %, alors que ces écarts dans les mini-cellules d'altération varient entre 1 et 8 %. La seule exception est le rejet

MAT-M2, qui montre une différence plus importante entre les épuisements de ces éléments dans la mini-cellule que dans le réacteur de Soxhlet. Cela confirme l'hypothèse que les essais en réacteur de Soxhlet entraînent généralement une dissolution plus rapide des carbonates (sans neutralisation d'acide) et sont plus agressifs (Villeneuve, 2004). Parce que les mini-cellules d'altération sont plus près des conditions réelles de terrain que les essais en réacteur de Soxhlet, il est pertinent d'utiliser ce type d'essai afin de se rapprocher des conditions réelles de terrain.

Afin de mettre en évidence les évolutions minéralogiques durant les essais en mini-cellules d'altération, de même que les évolutions des PN et PA qui s'y rattachent, on présente au chapitre 6 les différents calculs nécessaires à la transformation des évolutions des éléments chimiques en évolutions minéralogiques. On y présente aussi le résultat de ces calculs pour les rejets étudiés en mini-cellule d'altération.

CHAPITRE 6

VARIATIONS MINÉRALOGIQUES ET TAUX DE RÉACTION EN MINI-CELLULES D'ALTÉRATION

Le chapitre 5 a montré que l'altération provoquée par les essais en mini-cellule d'altération affectait de façon plus ou moins significative les résultats des différents essais statiques, selon le rejet de concentrateur étudié. Par ailleurs, les épuisements observés des éléments associés aux minéraux neutralisants et générateurs d'acide impliquent que ceux-ci s'épuisent dans les deux types de test, et ce, pour l'ensemble des rejets étudiés. On présente donc dans ce chapitre l'épuisement des minéraux ainsi que les évolutions des résultats des essais statiques pour chacun des rejets de concentrateur étudiés. Ces calculs sont principalement basés sur la chimie des lixiviats des mini-cellules d'altération; les lixiviats de l'essai en réacteur de Soxhlet ne seront pas étudiés dans ce chapitre en raison des conditions de l'essai qui sont relativement loin de la réalité de terrain.

6.1 Évolution minéralogique durant les essais en mini-cellules d'altération

On présente ici les évolutions minéralogiques calculées à partir de la chimie des lixiviats provenant des essais en mini-cellule d'altération.

6.1.1 Calculs des épuisements minéralogiques

Les calculs minéralogiques utilisés pour déterminer les évolutions minéralogiques durant l'essai sont basés sur le principe du traceur chimique. Selon ce principe, chaque minéral est suivi par un élément chimique traceur, qui est analysé dans les solutions d'exfiltration des mini-cellules, à partir duquel les épuisements minéralogiques du matériel sont calculés. La formule générale de ce calcul d'épuisement est la suivante :

$$\text{Minéral restant} = \text{Minéral initial} - [i]\frac{M_{\text{min éral}}}{n \times M_i} \qquad [6.1]$$

où

Minéral restant : masse restante du minéral (mg)

Minéral initial : masse initiale du minéral (mg)

[i] : charge cumulée du traceur « i » dans les lixiviats (mg)

$M_{minéral}$: masse molaire du minéral (g/mol)

M_i : masse molaire du traceur « i » (g/mol)

n : stoechiométrie du traceur par rapport au minéral (ex. :n=2 pour S dans FeS_2)

Les charges de métaux extraits dans les solutions d'exfiltration sont donc utilisées dans les équations des traceurs, afin de déduire les masses perdues de chacun des minéraux considérés. Les masses restantes de ces minéraux sont par la suite déduites, ce qui permet de déterminer les nouvelles teneurs minéralogiques dans le solide au moment de la prise de la solution d'exfiltration. Ces teneurs sont finalement utilisées dans les calculs minéralogiques des potentiels de génération et de neutralisation d'acide selon la méthode de Lawrence et Scheske (1997). Il est à noter que cette méthodologie est reprise pour chaque solution d'exfiltration. La figure 6.1 illustre le processus utilisé pour déduire les épuisements minéralogiques durant les essais en mini-cellules d'altération.

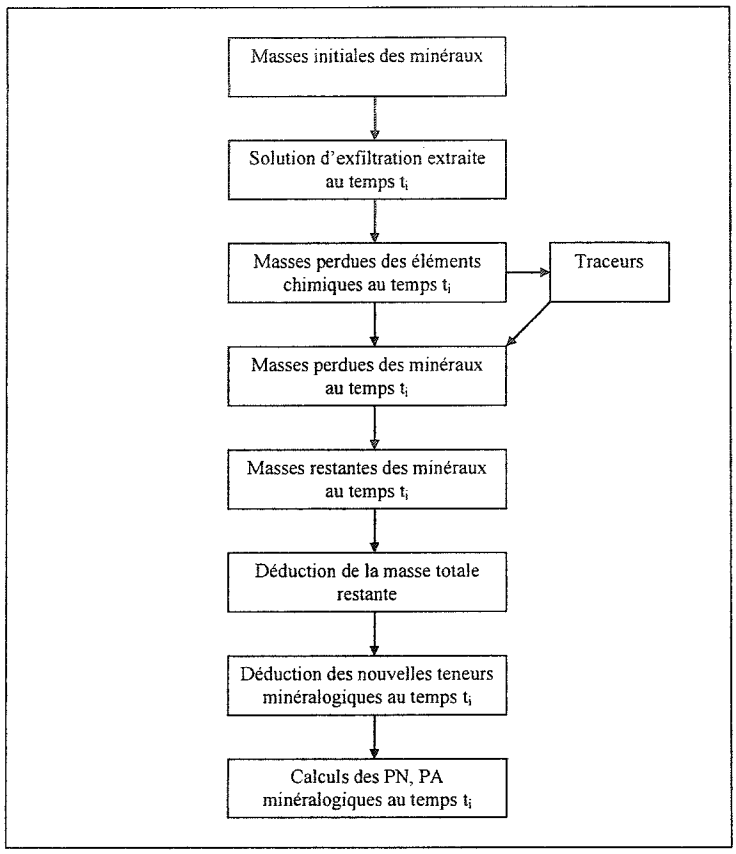


Figure 6.1 : Schématisation des étapes de calculs minéralogiques utilisés durant les essais en mini-cellules d'altération

La méthodologie de calcul illustrée à la figure 6.1 est appliquée à chaque solution d'exfiltration des mini-cellules extraite à un temps t_i donné, indépendamment les unes des autres. En effet, on utilise la charge cumulée des métaux au temps t_i, que l'on soustrait aux masses minérales initiales à chaque temps t_i où l'on a échantillonné. Autrement dit, on n'utilise pas les masses minérales restantes d'une itération dans l'itération suivante.

Afin de déduire les évolutions minéralogiques durant les mini-cellules d'altération, on doit poser un certain nombre d'hypothèses :

1. Le seul sulfure considéré est la pyrite, les autres sulfures n'étant présents qu'à l'état de traces dans les matériaux étudiés (voir le tableau 3.4). L'apport de ces minéraux en traces à la génération d'acide est considéré comme non significatif;
2. Le soufre détecté dans les lixiviats provient à la fois de la pyrite et des sulfates solubles présents dans le matériel au départ de l'essai (produits par une oxydation préalable des sulfures);
3. Les sulfates solubles présents au départ de l'essai sont totalement lixiviés du matériel après les premiers jours de l'essai en mini-cellule d'altération, de sorte que seule la pyrite est liée au soufre après un certain temps d'essai;
4. Le calcium mesuré dans les lixiviats provient de la calcite, de l'ankérite, de la dolomite et des silicates, selon le matériel étudié;
5. Le magnésium mesuré dans les lixiviats provient de l'ankérite, de la dolomite et des silicates, selon le matériel étudié;
6. Le manganèse étudié ne provient que de l'ankérite;
7. Aucun minéral secondaire ne précipite dans le solide durant les essais en mini-cellule d'altération;
8. Les minéraux étant impliqués dans la neutralisation sont ceux possédant un facteur de Kwong (1993) supérieur ou égal à 0,4 (voir chapitre 2.4.1.);
9. Le modèle des traceurs est basé sur la stoechiométrie des éléments dans les minéraux;
10. On considère que l'ankérite, un minéral à solution solide, est de composition moyenne uniforme telle que déterminée au chapitre 3. La variabilité des solutions solides est donc considérée comme nulle;
11. On considère que la dolomite (présente dans UQ-8) est de composition idéale $CaMg(CO_3)_2$;
12. Le potentiel neutralisant total est la somme des potentiels neutralisants des minéraux pris individuellement.

Le tableau 6.1 montre un exemple de détermination des traceurs pour le matériel UQ-8 dans lequel on ne tient pas compte des silicates neutralisants par souci de simplicité. En effet, il est impossible de tenir compte des silicates dans ce matériel en raison du trop petit nombre de traceurs par rapport au nombre de minéraux dans le matériel dont il faut tenir compte. Cette approximation est par contre justifiée dans ce matériel, puisqu'il possède une quantité suffisante de carbonates neutralisants pour négliger l'apport des silicates à la neutralisation (Paktunc, 1999; Jurjovec et *al.*, 2002; Kwong, 1993; Villeneuve, 2004). Par ailleurs, le matériel UQ-8 est le seul parmi les cinq matériaux étudiés pour lequel la contribution des silicates à la neutralisation est négligée.

Tableau 6.1 : Description des traceurs utilisés dans les calculs minéralogiques pour le rejet UQ-8 en mini-cellules

Total	Calcite $CaCO_3$	Dolomite $CaMg(CO_3)_2$	Ankérite $Ca(Mg_aMn_bFe_c)(CO_3)_2$
Ca_t	$Ca_{cal} = Ca_t - Ca_{ank} - Ca_{dol}$	$Ca_{dol} = Mg_{dol}\frac{M_{Ca}}{M_{Mg}}$	$Ca_{ank} = \frac{1}{b}Mn_{tot}\frac{M_{Ca}}{M_{Mn}}$
Mg_t	(-)	$Mg_{dol} = Mg_t - Mg_{ank}$	$Mg_{ank} = \frac{a}{b}Mn_{tot}\frac{M_{Mg}}{M_{Mn}}$
Mn_t	(-)	(-)	$Mn_{ank} = Mn_t$

L'ankérite étant une solution solide, les coefficients a, b et c de l'ankérite ont été déterminés par microanalyse des rayons-X au microscope électronique à balayage de la façon suivante : plusieurs grains d'ankérite ont été analysés en rayons-X pour le Mg, Mn et Fe, et les rapports moyens obtenus de ces éléments ont été normalisés à 1. Cet exercice a été répété pour chaque matériel dont l'ankérite est différente, c'est-à-dire pour UQ-8, GRE-M1, MAT-M1 et MAT-M2. Le matériel LAR-M3 ne contient pas d'ankérite détectable par DRX. Les résultats de ces déterminations sont présentés à la section 3.5.4 du présent document.

Pour les autres rejets de concentrateur, il est nécessaire de tenir compte de l'apport des silicates à la neutralisation en raison de leur plus faible proportion de carbonates neutralisants (Li, 1997; Li, 2000; Kwong et Ferguson, 1997). Dans le matériel LAR-M3 un seul silicate (chlorite) est considéré comme neutralisant, de sorte que le calcul de son épuisement est relativement simple. Pour GRE-M1 de même que pour les matériaux MAT-M1 et MAT-M2, le nombre de silicates avec un potentiel neutralisant par rapport au nombre de traceurs géochimiques possibles oblige à définir un « silicate neutralisant moyen ». Ce dernier se veut une moyenne pondérée des silicates neutralisants, c'est-à-dire de leurs masses molaires, de leurs potentiels de neutralisation et de leurs coefficients stœchiométriques des éléments traceurs les constituant. Le « silicate moyen » résultant représente la contribution globale des silicates à la neutralisation. Les équations 6.2 à 6.4 montrent comment on propose d'effectuer de tels calculs des silicates neutralisants moyens.

Masse molaire du silicate moyen :

$$M_{moy} = \frac{\sum_{i=1}^{n} M_i C_i}{\sum_{i=1}^{n} C_i} \qquad [6.2]$$

où :

M_{moy} : masse molaire moyenne du silicate moyen

M_i : masse molaire du minéral « i »

C_i : concentration massique du minéral « i »

Coefficients stoechiométriques du calcium et du magnésium dans le silicate moyen de composition Ca_xMg_ySi.... :

$$x_{moy} = \frac{\sum_{i=1}^{n} x_i C_i}{\sum_{i=1}^{n} C_i} \qquad [6.3]$$

$$y_{moy} = \frac{\sum_{i=1}^{n} y_i C_i}{\sum_{i=1}^{n} C_i} \qquad [6.4]$$

où :

x_{moy} : coefficient stoechiométrique du calcium dans le silicate moyen

y_{moy} : coefficient stoechiométrique du magnésium dans le silicate moyen

x_i : coefficient stoechiométrique du calcium dans le minéral « i »

y_i : coefficient stoechiométrique du magnésium dans le minéral « i »

M_i : masse molaire du minéral « i »

C_i : concentration massique du minéral « i »

Il faut insister ici sur le caractère très conceptuel de l'approche du silicate moyen. Cette approche se veut un moyen d'évaluer de façon très sommaire la contribution des silicates à la neutralisation dans les rejets étudiés. Étant donné que cette contribution est, somme toute, relativement faible par rapport aux carbonates dans les rejets à faible potentiel de génération d'acide tels que ceux étudiés ici (Blowes et Ptacek, 1994; Li, 2000; Benzaazoua et *al.*, 2004) et que de nombreuses hypothèses et approximations sont nécessaires afin d'utiliser l'approche proposée, cette dernière ne peut pas être très précise. Elle ne doit être utilisée que dans l'optique d'évaluer si les silicates ont contribué de façon significative à la neutralisation. D'autre part, la dissolution des

silicates est un phénomène complexe : ces minéraux peuvent en effet se dissoudre selon deux modes différentes de façon simultanée, soit de façon congrue (dissolution sans formation de silicate secondaire) et incongrue (dissolution avec formation de silicate secondaire) (e.g. Sherlock et *al.*, 1995). Ce phénomène s'avère un autre facteur complexifiant davantage l'interprétation de la réactivité des silicates dans les essais en mini-cellules d'altération, en amenant certains traceurs à précipiter dans le rejet. Cependant, on fait l'hypothèse (hypothèse 7) qu'aucun minéral secondaire ne précipite dans le solide durant les essais dans le but de volontairement simplifier la résolution.

Le tableau 6.2 montre un exemple des calculs de la composition et de la masse molaire du silicate moyen considéré dans le rejet GRE-M1, en utilisant les équations 6.2 à 6.4.

Tableau 6.2 : Exemple de calcul des caractéristiques du silicate neutralisant moyen pour le matériel GRE-M1

Minéral	Formule	C_i %	M_i g/mol	x_i (-)	y_i (-)	M_{moy} g/mol	x_{moy} (-)	y_{moy} (-)
Chlorite	$(Mg,Fe)_5Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_8$	17,6	595,22	0	2,5	569,16	0,69	1,64
Epidote	$Ca_2(Fe,Al)Al_2(SiO_4)(Si_2O_7)O(OH)$	9,2	519,30	2	0			

Comme on peut le constater, deux silicates neutralisants ont été considérés dans le matériel GRE-M1, donnant un silicate moyen de composition $Ca_{0,69}Mg_{1,64}Si...$, de masse molaire moyenne de 569,16 g/mol. Une fois la composition connue du silicate neutralisant moyen, il est possible de déterminer les traceurs pour l'ensemble des minéraux que l'on veut considérer dans les calculs des épuisements minéralogiques. Le tableau 6.3 montre les traceurs utilisés dans le cas d'un matériel nécessitant la prise en compte d'un silicate moyen.

Tableau 6.3 : Description des traceurs utilisés dans les calculs minéralogiques pour GRE-M1 en mini-cellules

Total	Calcite $CaCO_3$	Ankérite $Ca(Mg_aMn_bFe_c)(CO_3)_2$	Silicate moyen $Mg_{1.64}Ca_{0.69}Si...$
Ca_t	$Ca_{cal} = Ca_t - Ca_{ank} - Ca_{dol}$	$Ca_{ank} = \frac{1}{b} Mn_{tot} \frac{M_{Ca}}{M_{Mn}}$	$Ca_{sil} = \frac{0,69}{1,64} Mg_{sil} \frac{M_{Ca}}{M_{Mn}}$
Mg_t	(-)	$Mg_{ank} = \frac{a}{b} Mn_{tot} \frac{M_{Mg}}{M_{Mn}}$	$Mg_{sil} = Mg_t - Mg_{ank}$
Mn_t	(-)	$Mn_{ank} = Mn_t$	(-)

On remarque au tableau 6.3 que la base du calcul est la teneur en manganèse, qui permet de déduire la répartition du magnésium entre l'ankérite et le silicate moyen, qui permettent à leur tour de répartir le calcium entre la calcite, l'ankérite et le silicate.

Les potentiels minéralogiques de neutralisation (PN) durant l'essai en mini-cellules sont calculés par la méthode de Lawrence et Scheske (1997) expliquée à la section 2.4.4. Comme on peut le constater à la figure 6.1, les teneurs minéralogiques sont recalculées à chaque prise d'échantillon d'exfiltration des mini-cellules en tenant compte des masses perdues des minéraux ayant évolués.

Les potentiels de génération d'acide (PA) sont approximés en utilisant le PA initial et en le faisant varier en fonction de l'épuisement minéralogique de la pyrite, seul minéral générateur d'acide considéré dans les matériaux étudiés, selon l'équation 6.5 :

$$PA_t = PA_{init} \frac{\%py_t}{\%py_{init}} \qquad [6.5]$$

où :

PA_{init} : potentiel chimique de génération d'acide initial (kg $CaCO_3$/t)

PA_t : potentiel chimique de génération d'acide au temps t (kg $CaCO_3$/t)

$\%py_{init}$: pourcentage massique initial de la pyrite

$\%py_t$: pourcentage massique de la pyrite au temps t

6.1.2 Épuisement des minéraux durant les essais en mini-cellules d'altération

La présente section montre les épuisements minéralogiques obtenus durant l'essai en mini-cellule d'altération sur les rejets à l'étude, de même que les variations des résultats des essais statiques telles que déterminées par l'approche minéralogique de prédiction du PN de Lawrence et Scheske (1997) induits par de tels épuisements minéralogiques. Cet essai statique minéralogique est employé, car il a été démontré au chapitre 4 que ce dernier est le plus approprié pour prédire le PN des rejets de concentrateur étudiés.

Les figures 6.2 et 6.3 illustrent les évolutions minéralogiques et les évolutions des résultats des essais statiques minéralogiques de Lawrence et Scheske (1997) durant l'essai en mini-cellule d'altération sur le matériel UQ-8. Les résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) réellement obtenus initialement et au démantèlement y sont aussi présentés.

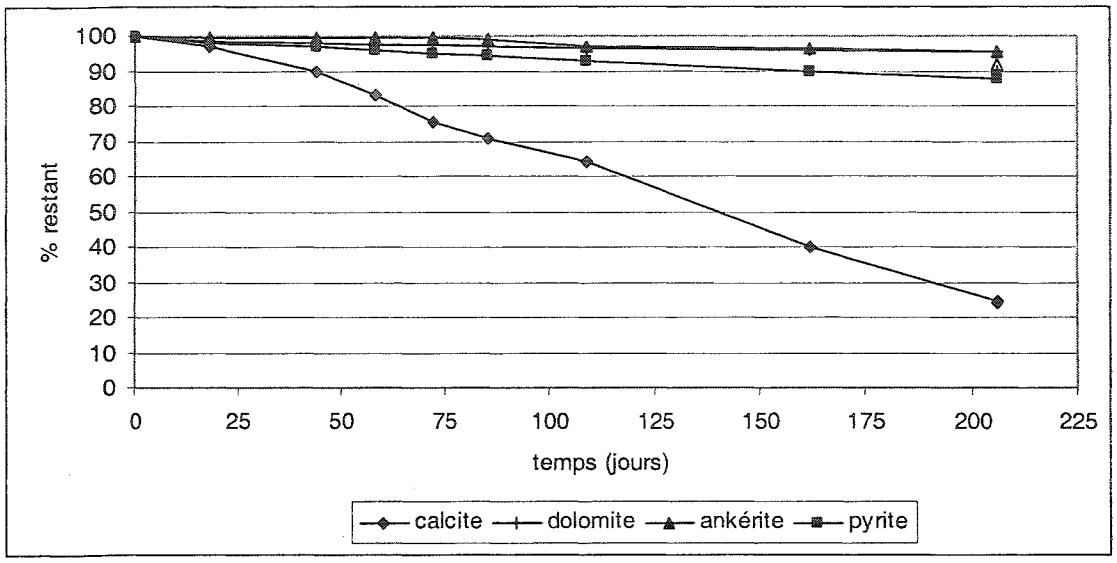


Figure 6.2 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur UQ-8

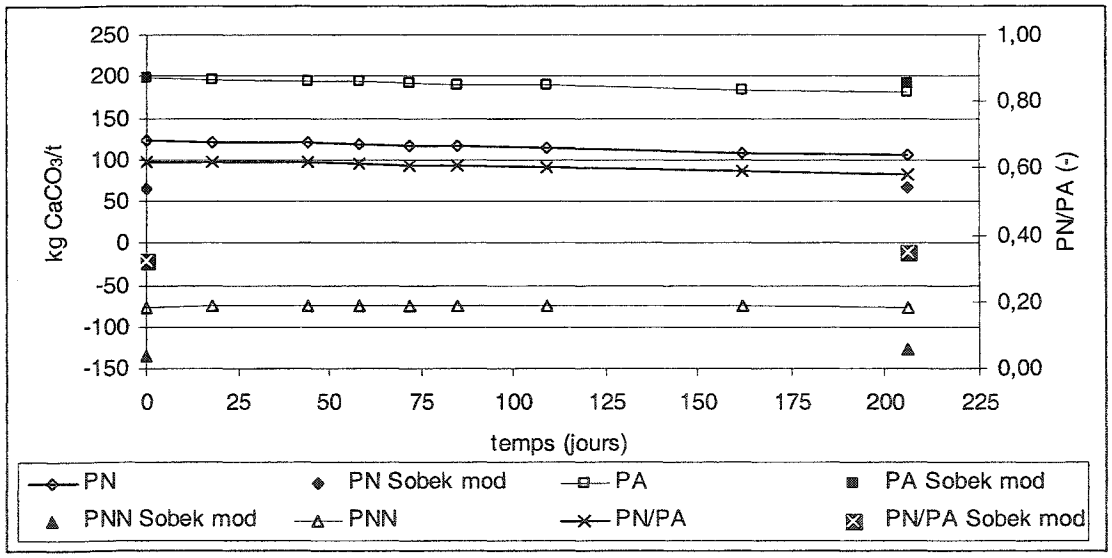


Figure 6.3 : Évolution des résultats des essais statiques durant l'essai en mini-cellule d'altération sur UQ-8

On observe à la figure 6.2 qu'il ne reste que le quart de la calcite à la fin de l'essai en mini-cellule. Par contre, les trois autres minéraux pris en compte (dolomite, ankérite et pyrite) évoluent tous sensiblement au même rythme; il en reste entre 90 et 95 % à la fin de l'essai. La figure 6.3 montre les variations des potentiels de neutralisation et de

génération d'acide, de même que le potentiel net et le rapport PN/PA, que de tels épuisements ont entraîné. On remarque sur cette figure que le PN et le PA varient au même rythme, entraînant ainsi un PNN stable à environ -76 kg $CaCO_3$/t durant l'essai en mini-cellule. Le rapport PN/PA, quant à lui, diminue de 0,62 à 0,58. On n'observe donc pas de variation significative des potentiels de génération d'acide durant l'essai en mini-cellule sur UQ-8. À la lumière de ces résultats, il semble que le matériel serait toujours générateur à la fin de l'essai. On remarque aussi que, pour le matériel UQ-8, toutes les valeurs obtenues par la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) de PN, PNN et PN/PA (en points gras) sont loin des valeurs obtenues par l'essai statique minéralogique de Lawrence et Scheske (1997). Rappelons que la raison en est que le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) prend mal en compte la contribution de la dolomite et de l'ankérite (Kwong et Ferguson, 1997), qui sont présents en proportions significatives dans ce rejet. Le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) est donc inférieur au PN de Lawrence et Scheske (1997), et il en est de même pour les PNN et les PN/PA.

Les figures 6.4 et 6.5 montrent les épuisements minéralogiques obtenus durant l'essai en mini-cellule d'altération sur le matériel GRE-M1, de même que les variations des résultats des essais statiques minéralogiques de Lawrence et Scheske (1997) qui en découlent. Les valeurs obtenues par la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) sont aussi montrées à la figure 6.5.

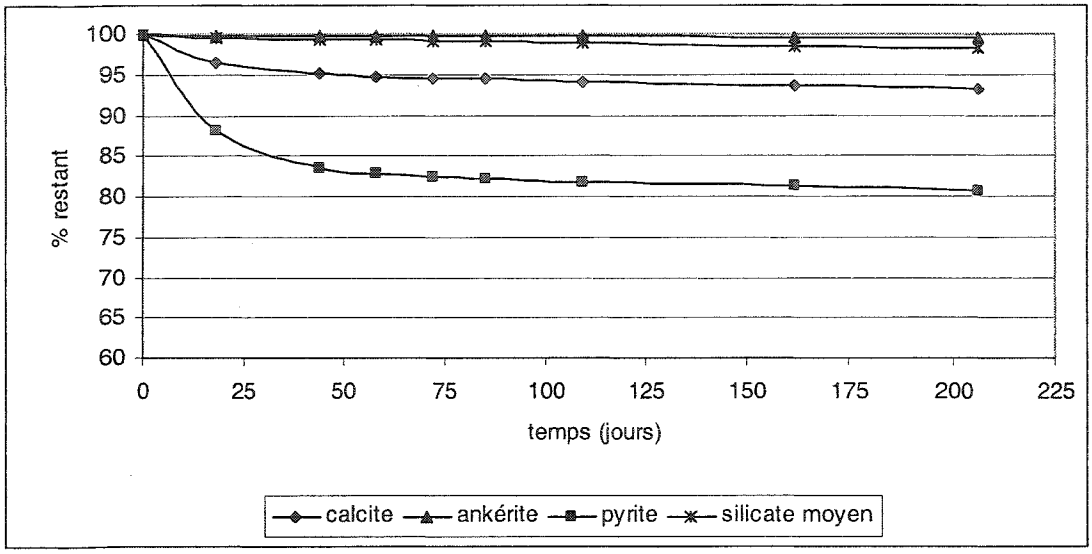


Figure 6.4 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur GRE-M1

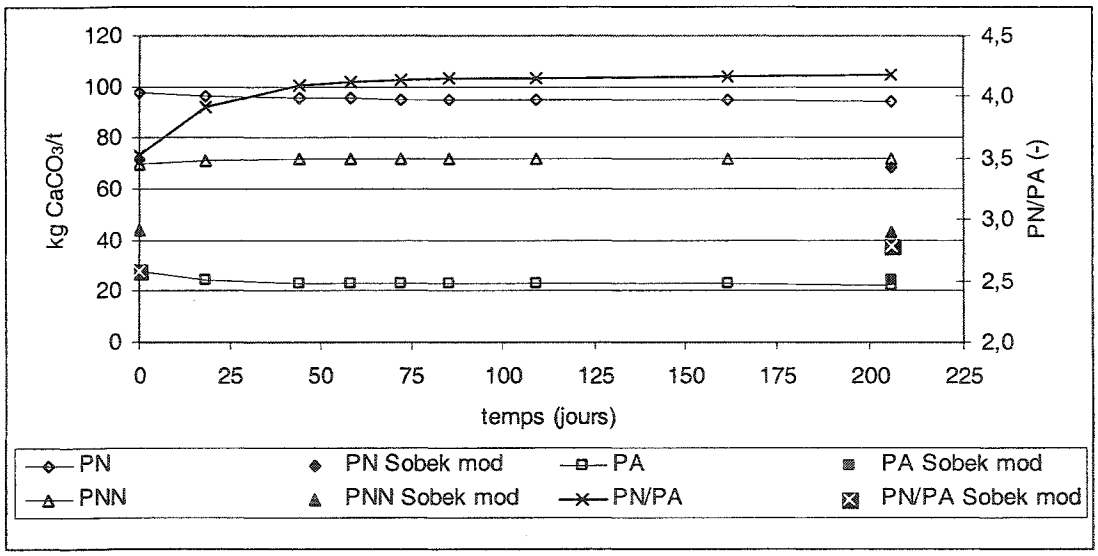


Figure 6.5 : Évolution des propriétés environnementales durant l'essai en mini-cellule d'altération sur GRE-M1

On remarque sur la figure 6.4 que la pyrite est le minéral ayant subi le plus fort épuisement, atteignant environ 80 % restant à la fin de l'essai. Le minéral ayant subi la perte la plus importante après la pyrite est la calcite, avec environ 94 % restant. Quant à

l'ankérite et au silicate moyen, ces derniers suivent une tendance similaire. À la fin de l'essai, le pourcentage restant pour ces deux minéraux est d'environ 98 % pour le silicate moyen et à peine sous 100 % pour l'ankérite. La figure 6.5 montre les variations des potentiels de neutralisation et de génération d'acide évalués avec la méthode de Lawrence et Scheske (1997), de même que le potentiel net et le rapport PN/PA, que de tels épuisements ont entraîné. On remarque tout d'abord sur cette figure que le PN et le PA subissent seulement une faible variation à la baisse durant l'essai. De ce fait, le PNN demeure pratiquement stable à 70-72 kg $CaCO_3$/t tout au long de l'essai. Par contre, le rapport PN/PA subit, quant à lui, une hausse d'environ ½ unité, passant de 3,5 à 4,2 environ. À la lumière de ces résultats, il semble donc que ce rejet ne serait pas générateur d'acide.

Les points en caractères gras de la figure 6.5 représentent les résultats obtenus par l'essai statique de Sobek modifié (Lawrence et Wang, 1997). On remarque que les valeurs de PA sont très près pour les deux méthodes, montrant que la teneur en pyrite obtenue par DRX et celle pouvant être déduite à partir de la teneur en soufre sulfure est semblable. Par contre, les valeurs du PN minéralogique sont près de 20 kg $CaCO_3$/t plus élevées que celles obtenues par l'essai statique chimique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997). En conséquence, les valeurs de PNN de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) sont aussi sous-estimées d'environ 30 kg $CaCO_3$/t, et les valeurs de PN/PA s'en trouvent aussi décalées par près d'une unité. On explique en partie ce phénomène par la présence d'ankérite et de silicates neutralisants dans le rejet qui sont davantage pris en compte dans la méthode minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) que dans l'essai statique Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) (Kwong et Ferguson, 1997).

Les figures 6.6 et 6.7 montrent les épuisements minéralogiques obtenus, de même que les résultats des essais statiques minéralogiques de Lawrence et Scheske (1997) qui en découlent, durant l'essai en mini-cellule d'altération sur le matériel LAR-M3. Les

valeurs obtenues par la méthode de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) sont aussi montrées.

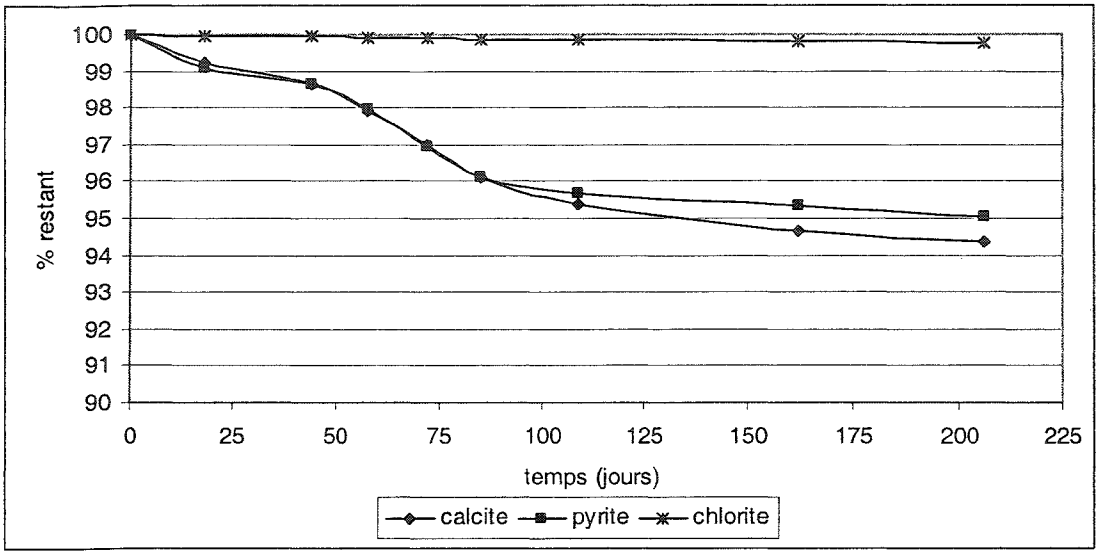


Figure 6.6 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur LAR-M3

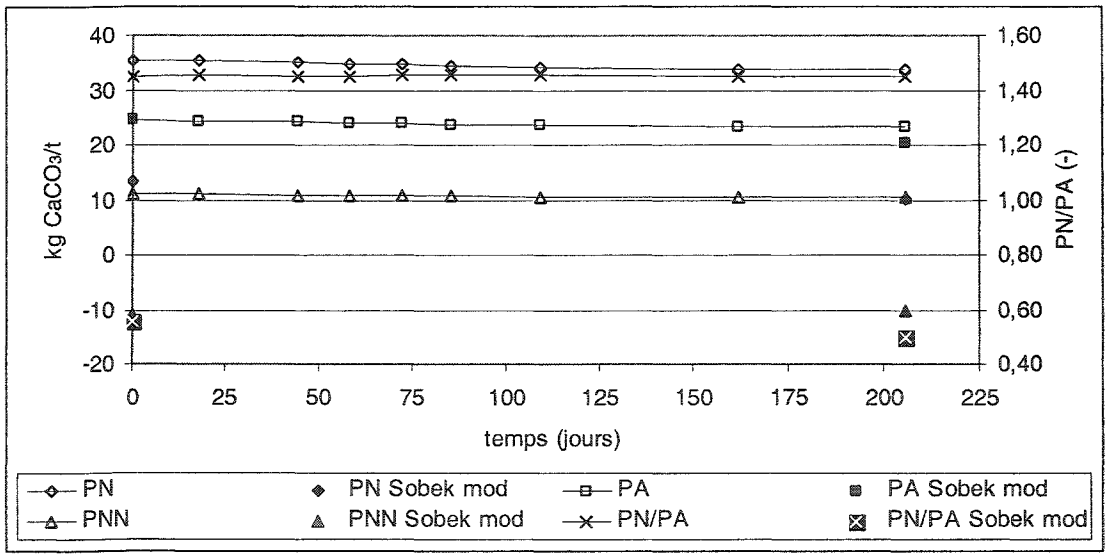


Figure 6.7 : Évolution des résultats des essais statiques durant l'essai en mini-cellule d'altération sur LAR-M3

On remarque à la figure 6.6 que la calcite et la pyrite suivent une évolution pratiquement identique durant la durée de l'essai en mini-cellule. Ces deux minéraux atteignent environ 94-95 % restant à la fin de l'essai. Le chlorite n'évolue pratiquement pas durant l'essai, demeurant tout près de 100 % restant après plus de 200 jours d'essai. La figure 6.7 montre les variations des potentiels de neutralisation et de génération d'acide, de même que le potentiel net et le rapport PN/PA que de tels épuisements ont amené. Comme les minéraux n'ont que très peu évolué durant l'essai, il est normal de constater à la figure 6.7 que les potentiels de neutralisation et de génération d'acide ont également très peu changé durant le test. Ainsi, le PNN et le rapport PN/PA demeurent constants à 11 kg $CaCO_3$/t et 1,45 respectivement. Le matériel LAR-M3 demeure dans la zone d'incertitude des essais statiques pendant la durée de l'essai en mini-cellule d'altération.

Les points en caractères gras sur la figure 6.7 montrent les valeurs de PN, PA, PNN et PN/PA obtenues par l'essai statique de Sobek modifié (Lawrence et Wang, 1997). On remarque que les valeurs de PA sont semblables pour les deux méthodes. Par contre, les valeurs de PN obtenues par la méthode chimique de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) sont environ de 20 kg $CaCO_3$/t moins élevées que celles déterminées par la méthode minéralogique. Tel qu'expliqué à la section 4.2, cette différence peut être attribuable soit à la trop grande importance accordée aux silicates neutralisants dans la méthode de Lawrence et Scheske (1997), soit à une sous-estimation du potentiel de neutralisation déterminé par l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) pour des matériaux aux teneurs aussi faibles en calcite. En conséquence, les valeurs de PNN et PN/PA sont différentes pour les deux méthodes, avec un écart d'environ 20 kg $CaCO_3$/t pour le PNN et un écart de près de une unité du rapport PN/PA.

Les figures 6.8 et 6.9 montrent les épuisements minéralogiques obtenus durant l'essai en mini-cellule d'altération sur le matériel MAT-M1, de même que les variations des

résultats des essais statiques minéralogiques de Lawrence et Scheske (1997) qui s'y rattachent. Les valeurs obtenues par la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) sont aussi présentées.

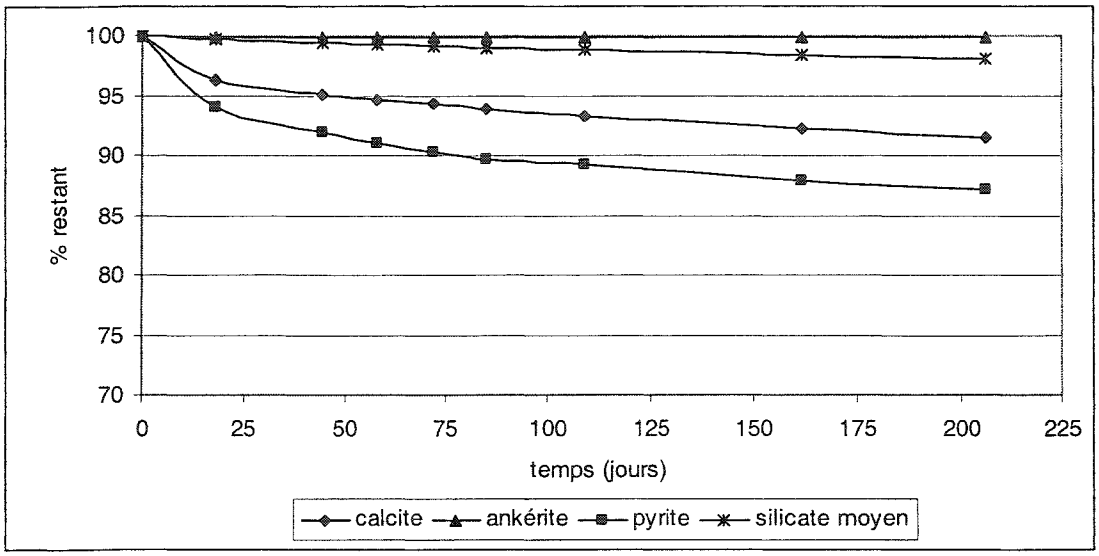


Figure 6.8 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur MAT-M1

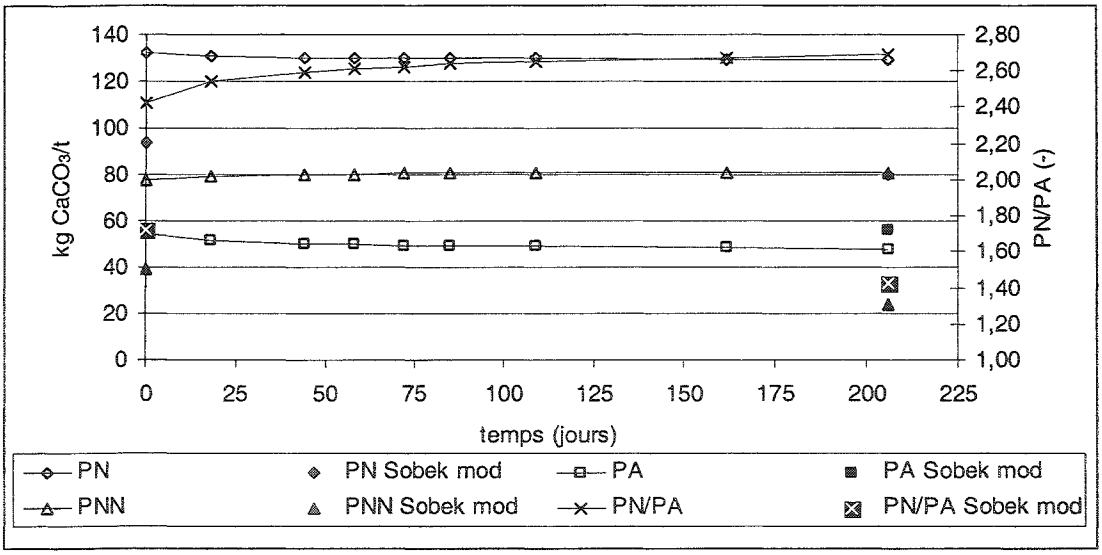


Figure 6.9 : Évolution des résultats des essais statiques durant l'essai en mini-cellule d'altération sur MAT-M1

On remarque sur la figure 6.8 que la pyrite atteint 87 % restant à la fin de l'essai, alors que la calcite atteint environ 92 % restant. Il reste 98 % du silicate moyen à la fin de l'essai alors que l'ankérite est demeuré tout près de 100 % restant. La figure 6.9 montre les variations des potentiels de neutralisation et de génération d'acide, de même que le potentiel net et le rapport PN/PA que de tels épuisements amènent. On remarque que le PN évolue peu durant l'essai, demeurant à près de 130 kg $CaCO_3$/t en raison du faible épuisement de la calcite. Le PA subit une perte un peu plus importante, passant de 55 à 48 kg $CaCO_3$/t durant l'essai. Cette diminution un peu plus importante du PA par rapport au PN est causée par l'épuisement de la pyrite, qui est un peu plus importante que celle de la calcite. Ces évolutions amènent le PNN à augmenter un peu, passant de 77 à 81 kg $CaCO_3$/t durant l'essai. Le matériel demeure donc au-dessus de la zone grise durant l'essai. Le rapport PN/PA passe, quant à lui, de près de 2,4 à 2,7.

À la figure 6.9, les résultats des essais statiques de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) obtenus au départ et au démantèlement de l'essai sont montrés par des points en caractères gras. On remarque que les valeurs de PA sont semblables pour les deux méthodes. Par contre, les valeurs de PN de l'essai de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) sont inférieures de 40 à 50 kg $CaCO_3$/t par rapport à la méthode minéralogique. Ce décalage pourrait être causé par l'importance accordée aux silicates neutralisants dans la méthode de Lawrence et Scheske (1997), comme expliqué à la section 4.2, de même qu'à la présence d'ankérite dont le potentiel de neutralisation n'est pas totalement pris en compte dans l'essai de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) (Kwong et Ferguson, 1997). À cause de ce décalage, les valeurs de PNN sont aussi décalées vers le bas du graphe pour l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), alors que les valeurs de PN/PA de cet essai sont environ 0,7 à 1,3 unités inférieures aux valeurs de PN/PA de la méthode minéralogique de Lawrence et Scheske (1997).

Les figures 6.10 et 6.11 montrent les épuisements minéralogiques et des paramètres des essais statiques obtenus durant l'essai en mini-cellule d'altération sur le matériel MAT-M2.

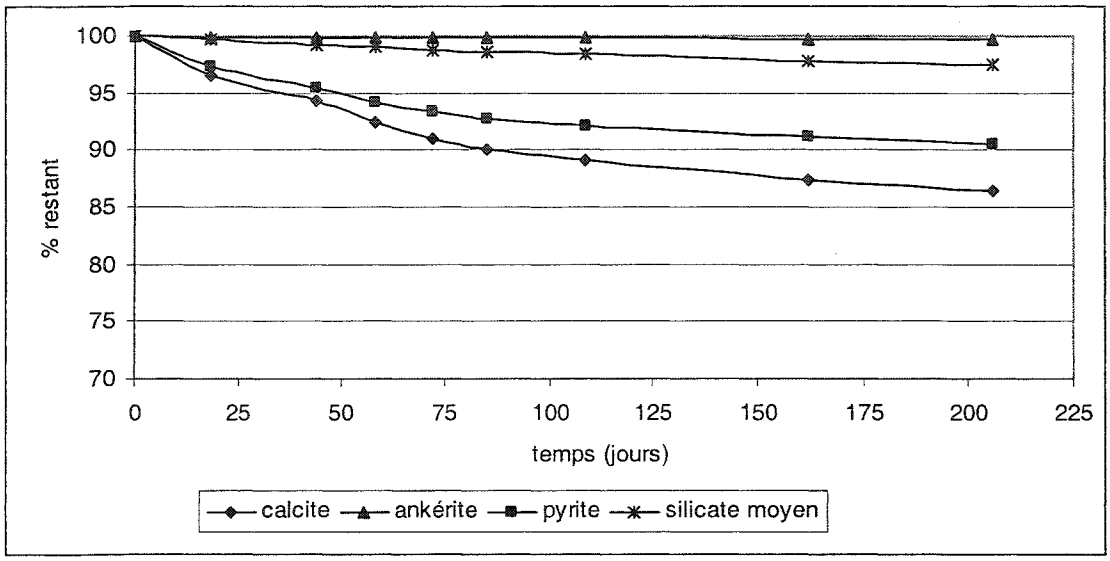


Figure 6.10 : Épuisements minéralogiques durant l'essai en mini-cellule sur MAT-M2

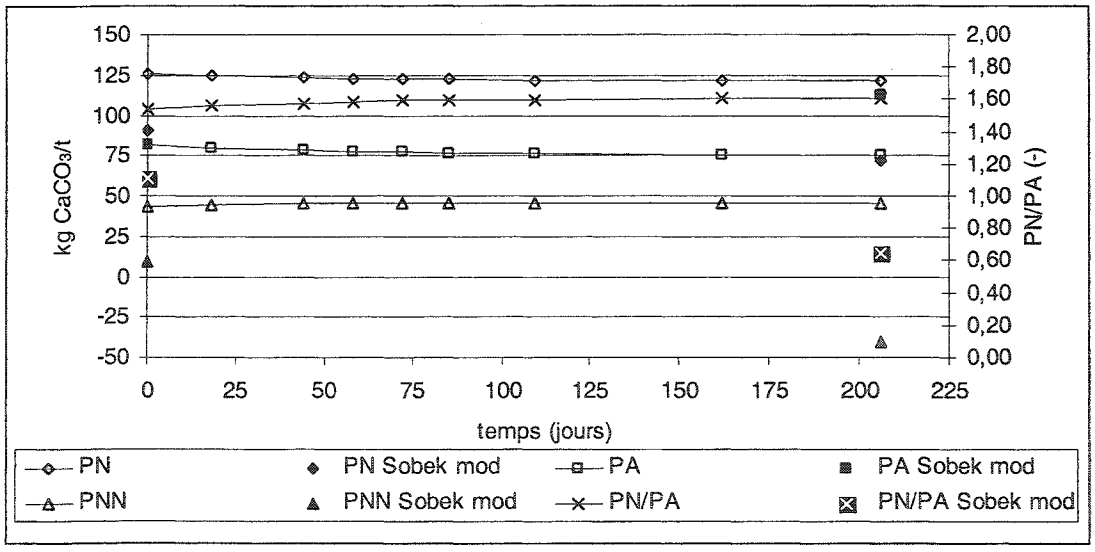


Figure 6.11 : Évolution des propriétés environnementales durant l'essai en mini-cellule d'altération sur MAT-M2

On remarque à la figure 6.10 que la calcite atteint environ 86 % restant à la fin de l'essai, alors que la pyrite atteint, quant à elle, environ 91 % restant pour la même période. Le silicate neutralisant moyen, quant à lui, atteint 97 % restant, alors que l'ankérite demeure à près de 100 % restant à la fin de l'essai. La figure 6.11 montre les variations des potentiels de neutralisation et de génération d'acide, de même que le potentiel net et le rapport PN/PA, durant l'essai. On remarque que le PN et le PA varient peu durant l'essai en mini-cellule d'altération, passant de 126 à 121 kg $CaCO_3$/t et de 82 à 75 kg $CaCO_3$/t respectivement (représentant des diminutions de 6,0 et 8,5 % respectivement). Ces évolutions amènent le PNN à demeurer stable à environ 45 kg $CaCO_3$/t durant tout l'essai. Le rapport PN/PA n'évolue pratiquement pas non plus, passant de 1,53 au départ à 1,61 à la fin de l'essai, de sorte que le matériel MAT-M2 demeure dans la zone d'incertitude pendant la durée de l'expérience.

À la figure 6.11, les résultats obtenus par la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et Wang (1997) sont représentés par des points en caractères gras. Les valeurs de PA de cet essai sont entre 35 et 70 kg $CaCO_3$/t plus élevées que celles déterminées par la méthode minéralogique de Lawrence et Scheske (1997). Cela vient du fait que la teneur en soufre sous forme sulfures ne correspond pas à la teneur en pyrite déterminée par DRX; il s'agit du résidu minier étudié pour lequel l'écart entre ces valeurs est le plus grand. Selon les diffractogrammes du matériel MAT-M2 obtenus par DRX, il ne semble pas y avoir d'autres minéraux que la pyrite (en quantité significative), qui contiennent du soufre et qui expliqueraient l'écart observé. Cet écart est attribuable soit à une erreur d'analyse du soufre, soit à une erreur dans la quantification minéralogique par DRX de la teneur en pyrite. Quant aux valeurs de PN, elles sont environ 35 à 50 kg $CaCO_3$/t plus élevées pour cette méthode minéralogique, pour les mêmes raisons que celles identifiées pour MAT-M1. Ainsi, les valeurs de PNN sont environ supérieures de 35 à 80 kg $CaCO_3$/t pour la méthode minéralogique. De plus, les valeurs de PN/PA sont environ 0,4 à 1,0 unités plus élevées pour la méthode minéralogique employée.

Comparaisons entre les épuisements par traceurs et par DRX

Afin de valider la méthode des traceurs pour le calcul des épuisements minéralogiques, ceux-ci ont été comparés aux épuisements minéralogiques obtenus par DRX présentés à la section 5.2.7. Le tableau 5.4 montre cette comparaison pour les carbonates, la pyrite et le silicate moyen.

Tableau 6.4 : Comparaison des épuisements minéralogiques déterminés par DRX et par la méthode des traceurs chimiques

Minéral	Épuisements minéralogiques au démantèlement									
	UQ-8		*GRE-M1*		*LAR-M3*		*MAT-M1*		*MAT-M2*	
	DRX	*Traceurs*	*DRX*	*Traceurs*	*DRX*	*Traceurs*	*DRX*	*Traceurs*	*DRX*	*Traceurs*
Calcite	24%	24,7%	69%	93,2%	60%	94,4%	88%	91,4%	79%	86,4%
Ankérite	92%	95,5%	88%	99,6%			89%	99,8%	86%	99,7%
Dolomite	90%	95,4%								
Pyrite	112%	87,5%	138%	80,8%	90%	95,0%	85%	87,2%	84%	90,5%
Silicate moyen			90%	98%	76% (chlorite)	99,8% (chlorite)	100%	98%	93%	97,5%

On observe que les écarts entre les épuisements déterminés par DRX et ceux déterminés par la méthode des traceurs sont en général faibles dans le cas du matériel UQ-8, sauf pour la pyrite. En effet, les teneurs minéralogiques des carbonates sont pratiquement identiques pour ce matériel par DRX et par traceurs, soit 24 et 24,7 % respectivement pour la calcite, 92et 95,5 % pour l'ankérite, puis 90 et 95,4 % pour la dolomite. Par contre, pour la pyrite, on trouve par DRX 112 % d'épuisement, donc un enrichissement en pyrite, bien que par la méthode des traceurs l'épuisement atteint 87,5 %. L'enrichissement déterminé en DRX pour la pyrite a déjà été discuté à la section 5.2.7 et est reliée à la sensibilité des analyses minéralogiques quantitatives (±1 %) et à l'enrichissement relatif de la pyrite dans le rejet UQ-8.

Pour le matériel GRE-M1, les écarts sont plus importants entre les épuisements déterminés par DRX et par les traceurs. L'écart le plus marqué est pour la pyrite, avec

138 % d'épuisement (enrichissement) par DRX et près de 81 % d'épuisement par les traceurs. On obtient tout de même 69 % d'épuisement pour la calcite par DRX et 93,2 % avec les traceurs, ce qui est aussi un écart important. L'écart est moins important pour l'ankérite, qui donne 88 % d'épuisement par DRX et 99,6 % d'épuisement par les traceurs. Ces écarts importants sont reliés à la précision des analyses minéralogiques quantitatives au DRX (±1 %) pour les faibles valeurs minéralogiques de ces minéraux : la pyrite passe de 1,2 à 1,7 %, la calcite passe de 5,4 à 3,8 % et l'ankérite passe de 3,0 à 2,7 %. Ces valeurs possèdent donc des incertitudes relatives de l'ordre des variations obtenues.

Pour le matériel LAR-M3, les épuisements de la calcite montrent un écart marqué, soit de 60 % par DRX et plus de 94 % par les traceurs. Pour la pyrite, les épuisements se ressemblent plus, avec 90 % par DRX et 95 % par traceurs. Enfin, la chlorite montre 76 % d'épuisement au DRX et 99,8 % d'épuisement par les traceurs. *À priori*, l'écart important pour la calcite est attribuable à la faible précision du diffractomètre pour des teneurs minéralogiques aussi faibles que dans le cas de la calcite dans le matériel LAR-M3 (soit entre 1,9 et 3,1 % de calcite). L'écart montré pour le chlorite est important, malgré les teneurs plus élevées de ce minéral dans le matériel LAR-M3. Cependant, les teneurs en chlorite obtenues au DRX pour le matériel initial (6,7 %) et final (5,2 %) sont suffisamment proches pour attribuer l'importante différence dans les épuisements à la faible précision des quantifications minéralogiques.

Les épuisements déterminés pour le matériel MAT-M1 sont semblables par DRX et par traceurs pour la calcite (88 et 91 % respectivement), pour la pyrite (85 et 87 % respectivement) et pour le silicate moyen (100 et 98 % respectivement), mais sont plus éloignés pour l'ankérite (89 et près de 100 % respectivement).

Pour le matériel MAT-M2, les écarts entre les épuisements déterminés par DRX et par traceurs sont plus importants que pour le matériel MAT-M1. En effet, on obtient 79

(DRX) et 86 % d'épuisement (traceur) pour la calcite, alors qu'on obtient 86 % et à peine moins de 100 % d'épuisement respectivement pour l'ankérite. D'autre part, on atteint 84 et 90 % respectivement par DRX et par traceurs pour les épuisements de la pyrite et, enfin, on atteint 93 % d'épuisement du silicate moyen par DRX, alors que cet épuisement atteint 97,5 % par les traceurs.

En résumé, la comparaison entre les résultats d'épuisement minéralogique par la méthode DRX et par traceur est relativement bonne lorsque les teneurs en minéraux sont supérieures à 5 %, alors que des écarts importants apparaissent pour les minéraux présents en faible proportion. D'une part, la précision des mesures quantitatives au DRX, qui est de l'ordre de ±1 % en valeur absolue sur les teneurs, fait en sorte que d'importantes erreurs relatives sont obtenues sur les teneurs mesurées. D'autre part, il a été démontré par Villeneuve (2004) que certains phénomènes géochimiques, telle la précipitation de minéraux secondaires, influencent la charge des métaux lixiviés dans les lixiviats des mini-cellules d'altération. Ces derniers influencent à leur tour les épuisements minéralogiques déterminés par la méthode des traceurs. Comme les précipitations des minéraux secondaires diminuent la charge de métaux extraits des mini-cellules, les épuisements minéralogiques calculés par la méthode des traceurs devraient être plus faibles que les épuisements réellement atteints. On observe d'ailleurs dans le tableau 5.7 une tendance générale à trouver des épuisements minéralogiques moins prononcés par la méthode des traceurs. Il est cependant important de mentionner qu'aucune précipitation massive de minéraux secondaires n'a été observée dans les mini-cellules d'altération, comme on retrouve fréquemment dans les rejets de concentrateur fortement générateurs (e.g. McSweeney et Madison, 1988; Blowes et *al.*, 1991). Même si des précipitations de minéraux secondaires sont soupçonnées dans la présente étude, le phénomène est loin d'avoir la même ampleur que dans le cas de rejets fortement générateurs d'acide et ne devrait pas affecter de façon trop significative les résultats des épuisements minéralogiques.

6.2 Taux de réaction apparents des minéraux dans les mini-cellules d'altération

La présente section présente les taux de réaction obtenus dans chaque mini-cellule d'altération pour chaque minéral considéré. Les taux de réaction ont été obtenus à partir des résultats des épuisements minéralogiques basés sur la chimie des lixiviats montrés à la section précédente. Pour ce faire, les teneurs perdues des minéraux ont été converties en moles perdues de minéral par gramme de minéral initial dans le matériel. Ces moles perdues par gramme ont été mises en graphe en fonction du temps, et les pentes obtenues dans les plateaux de ces graphes fournissent les taux de réaction des minéraux correspondants. On peut consulter Nicholson et Scharer (1994), White (1995), Janzen et *al.* (2000) ou encore Jerz et Rimstidt (2004) pour plus de renseignements sur les différentes méthodes de détermination des taux de réaction des minéraux.

Il faut cependant noter que les taux ont été mesurés une fois que les évolutions minérales aient atteint la phase « plateau », où les évolutions sont linéaires. L'atteinte d'une phase plateau résulte d'une combinaison de processus géochimiques recensés par Villeneuve (2004), soit :

- La précipitation de minéraux secondaires (Jambor, 1994; Alpers et *al.*, 1994; Morin et Hutt, 1997);
- La passivation des surfaces minérales (Cruz et *al.*, 2001a, b; Zhang et Évangelou, 1996);
- La perte de particules ultrafines (Nicholson, 1994).

La présence de ces phénomènes géochimiques dans les mini-cellules d'altération fait en sorte que les teneurs des éléments chimiques recueillis dans les solutions d'exfiltration ne sont pas uniquement reliés à la réaction des minéraux considérés, mais reflètent l'ensemble de ces phénomènes. Par conséquent, les taux de réaction mesurés en mini-

cellule d'altération ne sont pas des taux de réaction intrinsèques des minéraux mais plutôt des taux de réaction apparents (Benzaazoua et *al.* 2004). Il faut par contre noter que ces phénomènes font partie intégrante du DMA, et qu'ils sont aussi présents dans la nature. Le tableau 6.5 montre les taux de réaction apparents obtenus pour les minéraux considérés dans chacun des rejets de concentrateur étudiés.

Tableau 6.5 : Taux de réaction apparents des minéraux considérés dans les essais en mini-cellules d'altération

Minéral	R (mol perdus. $g^{-1}j^{-1}$)				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
Pyrite	4.96E-6	1.06E-6	6.86E-7	2.06E-6	3.64E-6
Calcite	3.81E-5	1.04E-6	1.39E-6	2.18E-6	7.18E-6
Ankérite	1.89E-6	6.09E-8	(-)	4.71E-8	1.09E-7
Dolomite	2.08E-6	(-)	(-)	(-)	(-)
Chlorite	(-)	(-)	1.09E-8	(-)	(-)
Silicates moyens neutralisants					
Chlorite/epidote	(-)	1.13E-7	(-)	(-)	(-)
Chlorite/talc/phlogopite	(-)	(-)	(-)	1.49E-7	4.20E-7

On remarque que les taux de réaction apparents de la pyrite (1,06E-6 à 6,86E-7 mol perdus/g/j) et de la calcite (3,81E-5 à 7,18E-6 mol perdus/g/j) varient entre un et deux ordres de grandeur dans les différents matériaux. Pour l'ankérite (1,89E-6 à 6,09E-8 mol perdus/g/j), cette variation est de deux à trois ordres de grandeur. Enfin, les taux de réaction des silicates varient à l'intérieur d'un ordre de grandeur, de 1,13E-7 à 4,20E-7 mol perdus/g/j.

Les taux de réaction obtenus pour la pyrite se comparent bien avec ceux de Hossner et Doolitle (2003), qui ont obtenu des taux de réaction variant entre 0,5E-6 et 23E-6 mol perdus/g/j, sur des matériaux dont la teneur en pyrite était respectivement de 1,9 et 4,1 %. Les taux de réaction obtenus pour la pyrite sont aussi en accord avec les taux mesurés par Nicholson et *al.* (1988) sur des échantillons de pyrite mêlée à du quartz dans une proportion de 20 % pyrite. En effet, ces derniers ont mesuré des taux variant entre 0,58E-6 et 2,28E-6 mol pyrite/g/j, dans des conditions de pH variant entre 6,7 et 8,5 unités.

Les taux de réaction obtenus pour la calcite sont beaucoup plus faibles que ceux répertoriés dans la littérature. En effet, Morse et Arvidson (2002) ont procédé à une revue de littérature concernant les taux de réaction de la calcite pure, et ils ont constaté que les taux de dissolution de la calcite à des pH entre 6 et 8 unités sont de l'ordre de 10^{-10} à 10^{-9}mol/cm^2/s (ou 10^{-2} à 10^{-1} mol/m^2/j). Si les surfaces spécifiques des matériaux étudiés sont utilisés (variant entre 1,54 et 5,88m^2/g) pour transformer les taux de réaction obtenus par Morse et Arvidson (2002) en mol/g/j, l'ordre de grandeur ne change pas et leurs taux sont donc de l'ordre de 10^{-2} à 10^{-1} mol/g/j. Cependant, on obtient, dans le présent travail, des taux variant entre 10^{-5} et 10^{-6} mol/g/j. On peut expliquer la différence de 3 à 5 ordres de grandeur en partie par la précipitation de minéraux secondaires (tel que le gypse; voir Villeneuve, 2004) dans les solides des mini-cellules, qui empêchent le calcium de sortir dans les solutions d'exfiltration et ainsi diminuent les taux apparents mesurés ici. Cependant, la précipitation de gypse diminuerait aussi les taux de réaction de la pyrite (par la précipitation de soufre, traceur de la pyrite) alors que dans le cas des matériaux étudiés ici, les taux de réaction de la pyrite se comparent bien avec ceux de la littérature. Il est aussi possible que les différences observées soient attribuables au fait que les taux mesurés dans le cadre de cette étude le sont sur des rejets contenant de la calcite et non sur de la calcite pure comme c'est le cas dans la littérature. En effet, comme les taux sont fonction de la masse du minéral dans l'échantillon (Nicholson et Scharer, 1994), il est normal de trouver des taux plus élevés dans la littérature (sur la calcite pure) que dans le cas des rejets étudiés ici (contenant de faibles proportions de calcite).

Le taux de réaction obtenu pour la chlorite dans le matériel LAR-M3 est du même ordre de grandeur que les taux obtenus par Brandt et *al.* (2003) sur des échantillons de chlorite pure à des pH variant de 2 à 5 unités. Ces derniers ont obtenu des taux de réaction variant entre 10^{-12} et 10^{-13} mol/m^2/s. On peut changer les unités de ces taux pour les remettre dans les mêmes unités dans le présent travail en multipliant ces nombres par 86 400 secondes/jour et par la surface spécifique du matériel LAR-M3

(1,54), ce qui donne entre 1,33E-8 à 13,3E-8 mol/g/j. Le taux obtenu ici est de 1,09E-8 mol/g/j, près de ceux obtenus dans la littérature.

Afin de mieux comparer les taux de réaction apparents des minéraux durant les essais en mini-cellules, les valeurs des taux de réaction peuvent être normalisées par rapport à un minéral. Tel que proposé par Kwong (1993), les taux apparents obtenus ont ici été normalisés par rapport à la calcite. Le tableau 6.6 illustre les résultats de la normalisation par rapport à la calcite des taux de réaction des autres minéraux (la normalisation a été faite pour chaque rejet).

Tableau 6.6 : Taux de réaction apparents normalisés des minéraux considérés dans les essais en mini-cellules d'altération

Minéral (réactivité relative selon Kwong, 1993)	Taux de réaction normalisés par rapport à la calcite				
	UQ-8	*GRE-M1*	*LAR-M3*	*MAT-M1*	*MAT-M2*
Pyrite (-)	0.13	1.02	0.49	0.94	0.51
Calcite (1,0)	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
Ankérite (1,0)	0.05	0.06	(-)	0.02	0.02
Dolomite (1,0)	0.05	(-)	(-)	(-)	(-)
Chlorite (0,4)	(-)	(-)	0.008	(-)	(-)
Silicates moyens neutralisants					
Chlorite/épidote (0,4)	(-)	0.11	(-)	(-)	(-)
Chlorite/talc/phlogopite (0,4)	(-)	(-)	(-)	0.07	0.06

Ce tableau représente donc les réactivités relatives apparentes des minéraux dans un environnement près de la neutralité, c'est-à-dire entre pH 6,5 et 8,5 environ (pH des lixiviats mesurés dans les essais de Villeneuve (2004) sur les mêmes matériaux, dans les mêmes conditions). On remarque au dernier tableau que la pyrite et la calcite évoluent à des taux presque identiques dans deux matériaux, soit GRE-M1 (rapport de 1,02) et MAT-M1 (rapport de 0,94). Dans LAR-M3 et MAT-M2, la pyrite évolue avec un taux de réaction environ 50 % plus faible que la calcite (rapports de 0,49 et 0,51

respectivement). Enfin, la pyrite évolue environ huit fois moins rapidement que la calcite dans le matériel UQ-8 (rapport de 0,13). Autre constatation intéressante, l'ankérite semble évoluer avec un taux de réaction 15 à 50 fois plus faible que celui de la calcite (rapports entre 0,02 et 0,06). La dolomite évolue, elle aussi, avec un taux de cet ordre de grandeur avec un rapport de 0,05. Quant aux silicates, leurs taux de réaction se situent entre 15 à 125 fois plus faible que celui de la calcite avec des rapports variant entre 0,06 et 0,11.

Les taux de réaction des minéraux neutralisants ont aussi été comparés par Jambor et *al.* (2000) et Jambor et Blowes (1998) à pH 5 dans des conditions loin de l'équilibre. Selon ces auteurs, la dolomite montre un taux de réaction relatif à la calcite de 0,06, ce qui est du même ordre de grandeur que le résultat obtenu pour le matériel UQ-8 (0,05) dans le présent travail. Selon ces auteurs, la chlorite montre un taux de réaction relatif à la calcite de 1E-7, ce qui est quatre ordres de grandeur moins rapide que dans la présente étude (8E-3). Pour les silicates moyens, les minéraux considérés dans la présente étude ont montré les réactivités relatives suivantes selon Jambor et *al.* (2000) ainsi que Jambor et Blowes (1998) : talc, 4E-7; phlogopite, 1E-7; épidote, 1E-7. Les minéraux de talc et de phlogopite montrent, eux aussi, des réactivités relatives dans la présente étude plusieurs ordres de grandeur plus rapides. Le tableau 6.7 résume la comparaison entre les résultats obtenus par les auteurs mentionnés et les résultats obtenus dans la présente étude.

Tableau 6.7 : Taux de réaction apparents relatifs à la calcite

Minéral	Taux de réactions apparents relatifs à la calcite	
	Jambor et al., 2000, Jambor et Blowes, 1998	*Présent travail*
Calcite	1	1
Dolomite	0,06	0,05
Chlorite	1E-7	8E-3
Talc	4E-7	0,06-0,07 (mélange chlorite, talc, phlogopite)
Phlogopite	1E-7	0,06-0,07 (mélange chlorite, talc, phlogopite)
Épidote	1E-7	0,11 (mélange chlorite/épidote)

Il apparaît donc que les réactivités relatives apparentes des minéraux en mini-cellules d'altération dépendent des combinaisons minérales dans le matériel en question. Dans ses réactivités relatives, Kwong (1993) plaçait la dolomite et l'ankérite sur un pied d'égalité avec la calcite avec un rapport de 1. Les silicates neutralisants rencontrés dans le présent travail (avec des rapports entre 0,06 et 0,11) se trouvent à une réactivité relative de 0,4 dans la classification de Kwong (1993) et à des réactivités relatives de l'ordre de 10^{-7} selon Jambor et *al.* (2000) ainsi que Jambor et Blowes (1998). Les réactivités relatives apparentes mesurées dans la présente étude en mini-cellules d'altération, en conditions près de la neutralité, sont donc relativement différentes de celles présentées dans la littérature à pH 5. On peut expliquer ces différences des taux de réaction par le fait qu'on retrouve de la calcite dans les matériaux. Celle-ci semble réagir préférentiellement avant les autres carbonates (Jambor et Blowes, 1998) Ces derniers montrent donc un taux de réaction apparent moins élevé que la calcite, jusqu'à ce que la calcite se trouve en teneur suffisamment faible. À ce moment, les taux de réaction des autres carbonates sont susceptibles d'augmenter pour se rapprocher de ceux de la calcite. Cependant, cette supposition reste à être démontrée.

Comme on dispose des taux de réaction de la pyrite et de la calcite dans les cinq matériaux étudiés, il est possible de vérifier si ces derniers sont fonction de la teneur en un minéral dans le matériel. Une pareille comparaison peut être trouvée dans l'*International Kinetic Database* (IKD) (Morin et Hutt, 1997) où les auteurs ont comparé les taux de réaction de la pyrite avec la teneur en $S_{sulfure}$ initiale dans le matériel pour plusieurs centaines de sites miniers répertoriés. Lapakko et Antonson (2001) ont aussi vérifié le taux de production de sulfate (issu de l'oxydation de la pyrite) en fonction de la teneur en sulfure dans le matériel. Ils proposent une relation linéairement proportionnelle entre les deux paramètres. Nicholson et Scharer (1994) ont aussi observé l'augmentation du taux de réaction de la pyrrhotite avec l'augmentation de la masse de pyrrhotite dans l'échantillon étudié. La figure 6.12 montre l'évolution des taux de réaction de la pyrite et de la calcite en fonction de la teneur en pyrite pour les rejets de concentrateur étudiés.

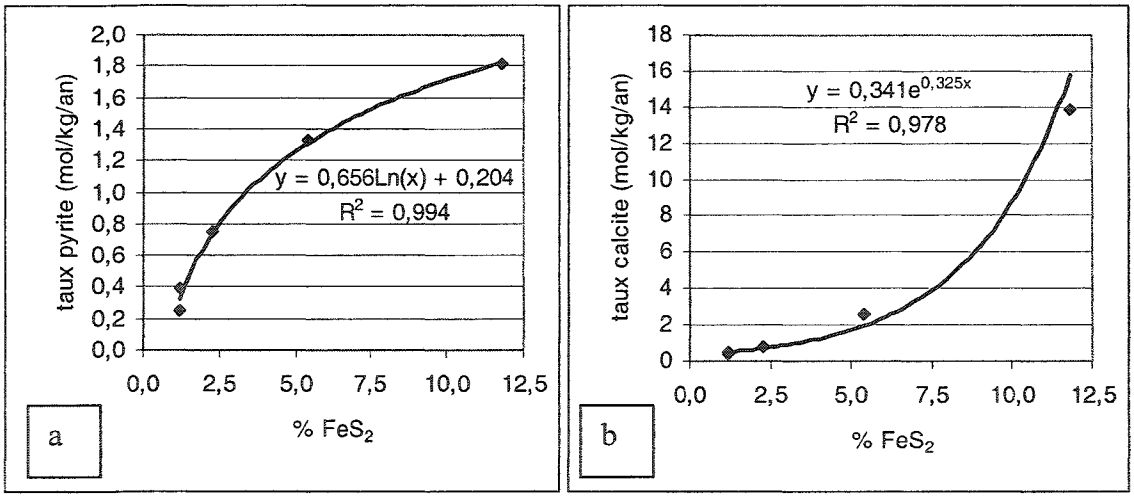


Figure 6.12 : Évolution des taux de réaction de la pyrite (a) et de la calcite (b) obtenus en mini-cellule d'altération

La figure 6.12a montre que le taux de réaction de la pyrite en fonction de sa teneur dans le matériel augmente de façon logarithmique alors que la figure 6.12b montre que la relation unissant le taux de réaction de la calcite à la teneur en pyrite semble être

exponentielle pour des teneurs en pyrite inférieures à 12%. Les coefficients de détermination R^2 obtenus (0,994 pour la pyrite, 0,978 pour la calcite) montrent qu'il semble exister un lien entre le taux de réaction de la pyrite et la teneur initiale de ce minéral dans le matériel.

Cependant, de nombreuses hypothèses ont dû être posées afin de mesurer ces taux apparents de réaction des minéraux. De plus, de nombreux facteurs affectant les taux de réaction des minéraux n'ont pas été pris en compte, notamment la granulométrie et la morphologie des grains (Nicholson, 1994), de même que la présence d'impuretés dans le minéral (Cruz et *al.*, 2001b), pour n'en nommer que quelques-uns. Il faudra donc pousser plus loin l'analyse des matériaux pour mieux expliquer la relation obtenue entre la teneur en pyrite et les taux de réaction des minéraux.

CHAPITRE 7

CONCLUSIONS ET RECOMMANDATIONS

La prédiction du potentiel de génération d'acide est d'une importance capitale pour la gestion des rejets miniers et la restauration des aires d'entreposage des rejets. Les essais statiques permettent cette prédiction, et ils sont généralement utilisés aux différentes étapes d'un projet minier, de l'exploration à la restauration des sites d'entreposage (SRK, 1991). Les opérateurs miniers font l'hypothèse que le résultat d'un essai statique demeure constant dans le temps et font peu de cas du type d'essai utilisé pour leurs prédictions. Pourtant, l'altération dans les sites d'entreposage des minéraux constituant les rejets risque de faire évoluer les potentiels de génération d'acide et la réponse des essais statiques utilisés. Pour les rejets à faible potentiel de génération d'acide, qui sont l'objet de la présente étude, ce risque est d'autant plus élevé qu'ils sont habituellement près de la frontière entre la génération et la non génération d'acide.

L'objectif principal de la présente étude était donc de comparer la réponse de différents essais statiques et de vérifier l'impact de l'altération des minéraux, pour des rejets à faible potentiel de génération d'acide. Plus spécifiquement, on a comparé dans ce travail différents essais statiques chimiques et minéralogiques afin de déterminer quel essai est le plus approprié pour des rejets à faible potentiel de génération d'acide. Par la suite, on a suivi l'évolution des compositions minéralogiques et des résultats des essais statiques pour des rejets de concentrateur soumis à deux types d'essais cinétiques accélérant l'altération des minéraux. Ces suivis ont permis d'évaluer les réactivités relatives des minéraux dans les rejets de concentrateur étudiés. Enfin, on identifie les agencements minéralogiques qui sont les plus susceptibles de voir évoluer leur résultat d'essai statique avec l'altération.

Afin d'atteindre ces objectifs, cinq rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide ont été choisis : UQ-8, GRE-M1, LAR-M3, MAT-M1 et MAT-M2. Pour chacun de ces rejets, six essais statiques ont été effectués afin d'en comparer la réponse : l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997), l'essai statique au carbone inorganique (PNC), l'essai minéralogique de Kwong (1993), l'essai minéralogique de Lawrence et Scheske (1997), l'essai minéralogique de Paktunc (1999a, b) et, enfin, l'approche de Day et *al.* (1997). Ces comparaisons sont présentées au chapitre 4, en plus d'une comparaison avec certains résultats tirés de la littérature. À partir de ces résultats, on a pu constater que l'essai statique minéralogique de Lawrence et Scheske (1997) est le plus approprié dans le cas de rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide, ce dernier permettant, entre autres, de tenir compte de la contribution des silicates neutralisants et plus de celle des carbonates.

De plus, il a été mis en évidence au chapitre 4 que les résultats de PN obtenus à l'aide de l'essai statique de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) (qui est l'essai statique le plus utilisé dans l'industrie présentement) sur des rejets de concentrateur contenant de la dolomite et de l'ankérite sont sous-estimés, tel qu'avancé par Kwong et Ferguson (1997). Par exemple, le rejet UQ-8 (contenant calcite, ankérite et dolomite) donne un PN par cette méthode d'environ 64 kg $CaCO_3$/t, alors que les méthodes minéralogiques prédisent un PN entre 110 et 140 kg $CaCO_3$/t. Pour les autres rejets contenant de l'ankérite et de la calcite (GRE-M1, MAT-M1 et MAT-M2), il a été montré que le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) donne des valeurs similaires (compte tenu des erreurs inhérentes à ce type de test) à ceux obtenus avec la méthode minéralogique de Lawrence et Scheske (1997).

Il a aussi été démontré au chapitre 4 que le PNC chimique et le PN minéralogique de Paktunc (1999a) sont irréalistes pour les rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide étudiés ici. Par exemple, les PNC chimiques sont supérieurs d'environ 100 kg $CaCO_3$/t par rapport à la méthode de Sobek modifiée par Lawrence et

Wang (1997) pour les rejets contenant environ 10 % de sidérite ($FeCO_3$), un carbonate ne possédant pas de potentiel neutralisant et amenant une surestimation du PNC. On propose donc dans ce chapitre une méthode de correction du PNC, afin tenir compte de la présence de ce minéral. Une fois la correction faite, les résultats sont beaucoup plus près de ceux obtenus avec les autres approches considérées représentatives. Les PN de Paktunc (1999a), quant à eux, sont supérieurs de plusieurs centaines de kg $CaCO_3$/t par rapport aux résultats des autres essais; ces résultats viennent du fait que le PN de Paktunc (1999a) considère la dissolution complète de tous les minéraux, incluant les silicates. Par contre, la méthode du PNC de Paktunc (1999b), où seulement les carbonates sont considérés, donne des résultats plus réalistes, mais inférieurs au PN minéralogique de Lawrence et Scheske (1997). Les résultats sont inférieurs de 10 kg $CaCO_3$/t (LAR-M/) à 50 kg $CaCO_3$/t (MAT-M1 et MAT-M2).

Quant à l'approche de Day et *al.* (1997), il a été démontré au chapitre 4 que pour les rejets étudiés, il est possible d'évaluer le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) à partir des teneurs en calcium, magnésium et manganèse. En effet, il existe une relation linéaire entre les résultats de cet essai statique et les teneurs en ces éléments chimiques. Cette approche pourrait donc s'avérer une alternative économique et rapide, pour un site donné dont la minéralogie n'évolue pas de façon significative durant l'opération, pour suivre le potentiel de neutralisation durant la production des rejets de concentrateur et leur mise en place dans le parc à rejets.

Au chapitre 5, les variations chimiques des rejets soumis aux altérations en réacteur de Soxhlet sont présentées. Ces essais ont montré que la plupart des rejets étudiés ont subi des variations significatives des teneurs en calcium, magnésium et manganèse (représentants des minéraux neutralisants), mais qu'ils n'ont pas subi de variations significatives pour le soufre sous forme sulfure (représentant la pyrite, minéral générateur d'acide). On explique ce comportement par le fait que l'oxydation des sulfures est négligeable dans les réacteurs de Soxhlet (génération d'acide négligeable)

et qu'il y a dissolution simple des carbonates, sans neutralisation d'acide, dans ce type de dispositif. Les réacteurs de Soxhlet ne semblent donc pas bien adaptés à l'étude de l'altération des rejets de concentrateur. Par contre, ces essais ont permis de constater que le suivi des éléments chimiques dans les solutions d'extraction des réacteurs de Soxhlet est très semblable au suivi des éléments chimiques dans les solides. Ainsi, ces essais ont permis de démontrer que dans des essais où les précipitations de minéraux secondaires sont négligeables, il est justifié de suivre les éléments dans les solutions d'extraction, afin d'estimer les évolutions des solides.

Afin de se rapprocher de conditions d'altération réellement rencontrées dans les parcs à rejets, des essais en mini-cellule d'altération ont été effectués sur les rejets étudiés. Les résultats sont présentés au chapitre 5. Durant ces essais, seuls les éléments chimiques dans les solutions d'exfiltration ont été suivis. Cela a permis de constater que les minéraux impliqués dans la génération et la neutralisation d'acide ont subi une évolution significative dans la plupart des essais en mini-cellule d'altération. Ces constatations sont appuyées par les essais statiques réalisés sur les solides initiaux et issus du démantèlement des essais. En effet, le PN de Sobek modifié par Lawrence et Wang (1997) a diminué entre 4 (UQ-8) et 27 % (LAR-M3), alors que les PA ont subi des pertes allant jusqu'à 19 % (LAR-M3).

Au chapitre 6, les variations minéralogiques des rejets de concentrateur durant les essais effectués en mini-cellule d'altération ont été évaluées en utilisant des traceurs géochimiques dans les solutions d'exfiltration de ces essais. Les résultats ont montré que les minéraux évoluent de façon significative durant les essais en mini-cellule d'altération sur des rejets à faible potentiel de génération d'acide. Par exemple, 75 % de la calcite du rejet UQ-8 s'est dissoute, alors que près de 20 % de la pyrite a disparu du rejet GRE-M1. Par conséquent, les PN de Lawrence et Scheske (1997) ont diminué de plus de 20 % dans les rejets UQ-8 et GRE-M1, et de plus de 30 % dans le rejet LAR-M3. De plus, les PA ont diminué de plus de 10 % dans le rejet UQ-8, de près de 15 %

dans le rejet GRE-M1 et de près de 20 % dans le rejet LAR-M3. Encore une fois, l'évolution des minéraux montre que de considérer comme une constante le résultat d'un essai statique pour ces matériaux peut ne pas être représentatif de la réalité.

Les déductions minéralogiques par traceurs géochimiques telles que réalisées dans le présent travail ont permis de déterminer les taux de réaction apparents des minéraux impliqués dans la génération et la neutralisation d'acide. Cette méthodologie a permis de montrer que ces taux sont influencés par l'agencement minéral du rejet. Les résultats ont aussi montré que les rapports de réactivité (réactivité relative par rapport à la calcite) tels que compilés par Kwong (1993) d'après Sverdrup (1990) pour des pH de 5 sont différents à des pH plus près de la neutralité (entre 6 et 8), et que l'assemblage minéralogique d'un rejet va affecter la réactivité relative. Par exemple, les taux de réaction de l'ankérite et de la dolomite sont considérés comme équivalent à celui de la calcite dans la classification de Kwong (1993), alors que dans ce travail, les taux de réaction de ces minéraux se sont avérés être entre 2 et 6 % du taux de réaction de la calcite. Ces réactivités relatives sont par contre en accord avec celles compilées par Jambor et Blowes (1998) et Jambor et *al.* (2000).

Le présent travail a permis de confirmer l'hypothèse que l'altération des minéraux dans les rejets de concentrateur à faible potentiel de génération d'acide amenait une variation dans les résultats des essais statiques de prédiction de la génération d'acide. De plus, la réponse de plusieurs essais statiques différents pour des rejets à faible potentiel de génération d'acide a été comparée en essayant d'identifier les points forts et les points faibles de chacune des approches. Cependant, plusieurs points gagneraient à être étudiés davantage.

Afin de pallier le problème d'avoir plusieurs carbonates dans un même rejet, on recommande de travailler avec des mélanges de minéraux purs aux minéralogies bien définies. De cette façon, les incertitudes au niveau de la composition des rejets seraient

minimisées, et les calculs minéralogiques par traceurs stœchiométriques seraient plus près de la réalité, puisque la minéralogie du rejet serait bien connue. On pourrait, par exemple, fabriquer une série de rejets à faible potentiel de génération d'acide et procéder à une étude paramétrique des réactivités relatives des minéraux pour ce genre de rejet. Il serait alors possible de mieux définir les réactivités relatives des minéraux neutralisants et l'impact de la disparition de certains minéraux (par exemple, la disparition de la calcite) sur la réactivité des autres minéraux (ankérite et dolomite). Afin d'accélérer l'altération des rejets soumis aux mini-cellules d'altération, on pourrait utiliser des solutions de rinçage spécifiquement conçues (par exemple, contenant du peroxyde d'hydrogène) pour épuiser certains minéraux de façon préférentielle.

On pourrait ensuite adapter la méthode minéralogique de Lawrence et Scheske (1997), qui utilise les réactivités relatives répertoriées par Kwong (1993), en utilisant des réactivités relatives plus représentatives des conditions près de la neutralité et des agencements minéralogiques. En effet, il est possible que les taux de réaction de l'ankérite et de la dolomite diffèrent une fois la calcite suffisamment épuisée. On pourrait aussi adapter la méthode minéralogique du PNC de Paktunc (1999b), afin qu'elle tienne compte des réactivités relatives et qu'elle prenne en compte les silicates neutralisants en plus des carbonates.

Les comportements géochimiques des rejets à faible potentiel de génération d'acide dans les conditions des essais en mini-cellules d'altération pourraient aussi être étudiés par des modèles mathématiques tel MIN3P (Mayer et *al.* 2002), afin de comparer les simulations avec les résultats obtenus. Éventuellement, ces simulations pourraient permettre de mieux prédire les comportements de rejets de concentrateur dont le résultat des essais statiques se situe dans la zone d'incertitude.

Aussi, la minéralogie des différents carbonates, en particulier la dolomite, l'ankérite et la sidérite, pourrait être approfondie davantage. En effet, les coefficients stœchiométriques des carbonates influencent directement les épuisements des minéraux déterminés par le suivi des éléments chimiques dans les essais en mini-cellule d'altération. Comme les carbonates ankérite, dolomite et sidérite sont en réalité les pôles minéraux de toute une gamme de minéraux à solutions solides pouvant être présents dans un rejet minier donné, la variabilité des coefficients stœchiométriques de ces carbonates apporte une incertitude non négligeable aux calculs minéralogiques par traceurs géochimiques tels qu'effectués dans ce travail.

D'autres aspects pouvant avoir un impact sur les résultats des essais statiques, tels la surface spécifique des minéraux, le type de pyrite, la présence de pyrrhotite ou autres sulfures et la dissolution incongrue des silicates, mériteraient d'être étudiés davantage. Aussi, il serait intéressant de comparer les évolutions obtenues au laboratoire (autant au niveau de la minéralogie que des essais statiques) avec les évolutions observées réellement sur le terrain dans des parcs à rejets de concentrateur existants.

RÉFÉRENCES

ADAM, K., KOURTIS, A., GAZEA, B. et KONTOPOULOS, A. (1997). Evaluation of static tests used to predict the potential for acid drainage generation at sulfide mine sites. *Trans. Instn.Min.Metall. sect.A:min.industry.* 106. january-april: A1-A8.

ALLAN, T. (1997). *Particle Size Measurement, Powder sampling and particle size measurement.* Volume 1, Fifth Edition, Chapman &Hall, Londres.

ALPERS, C. N., BLOWES, D. W., NORDSTROM, D. K. et JAMBOR, J. L. (1994). Secondary minerals and acid mine-water chemistry. *Short Course Handbook on Environmental Geochemistry of Sulfide Mine-Waste,* Jambor, J.L., Blowes, D.W. (eds.). Mineralogical Association of Canada. Special Vol. 22, p.247-270.

AMMOU, M. (1989). *Microcaractérisation des solides : Méthodes d'observation et d'analyse.* Centre Régional d'Analyse des Métaux. Valbonne, France. 541p.

ANBEEK, C., VAN BREEMEN, N., MEIJER, E.L. et VAN DER PLAS, L. (1994). The dissolution of naturally weathered feldspar and quartz. *Geochimica et Cosmochimica Acta.* 58. 4601-4613

ASTM. (1998). D5744-96, Standard Test Method for Accelerated Weathering of Solid Materials Using Modified Humidity Cell. *Annual Book of ASTM Standards.* 11.04: 259-271.

AUBERTIN, M., CHAPUIS, R.P., AACHIB, M., BUSSIÈRE, B., RICHARD, J-F. et TREMBLAY, L. (1995). Évaluation en laboratoire de barrières sèches construites à partir de résidus miniers, Rapport MEND/NEDEM 2.22.2a.

AUBERTIN, M., BUSSIÈRE, B. et CHAPUIS, R. P. (1996). Hydraulic conductivity of homogenized tailings from hard rock mines. *Canadian Geotechnical journal*. 33. 470-482.

AUBERTIN, M., BUSSIÈRE, B. et BERNIER, L. (2002). *Environnement et gestion des résidus miniers*. Presses Internationales de Polytechnique, Corporation de l'École Polytechnique de Montréal, Montréal. Manuel sur cédérom.

BENZAAZOUA, M., BUSSIÈRE, B., DAGENAIS, A.-M. et ARCHAMBEAULT, M. (2004). Kinetic tests comparison and interpretation for prediction of the Joutel tailings acid generation potential. *Environmental Geology,* article sous presse, disponible en ligne. http://dx.doi.org/10.1007/s00254-004-1113-1.

BENZAAZOUA M., BUSSIÈRE B., NICHOLSON R. et BERNIER L. (1998). Geochemical behavior of multilayered cover made of desulphurized mine tailings. *Proceedings from the Tailings and Mine Waste '98,* Fort Collins, Balkema Ed. Rotterdam : 389-398.

BENZAAZOUA, M., BERNIER, L., BUSSIÈRE, B., PLANTE, B. et VILLENEUVE, M. (2002). *Rapport d'avancement du projet 2.3.1: Prédiction du DMA pour la sélection des modes de restauration, Essais de prédiction du DMA: revue de littérature sur les essais statiques et cinétiques*. 51p. Chaire CRSNG-Polytechnique-UQAT en environnement et gestion des rejets miniers. Rouyn-Noranda.

BETHUM, K.J., LOCKINGTON, D.A. et WILLIAMS, D.J. (1997). Acid mine drainage: comparison of laboratory testing to mine site conditions. *4th ICARD*, Vancouver, B.C. 1, 305-318.

BLACK, L.D., McQUAY, M.Q. et BONIN, M.P. (1996). Laser-based techniques for particle-size measurement: a review of sizing methods and their industrial applications. *Progress in Energy and Combustion Science,* 22:267-306.

BLOWES, D. W., REARDON, E. J., JAMBOR, J. L et CHERRY, J. A. (1991). The formation and potential importance of cemented layers in inactive sulfide mine tailings. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 55: 965-978.

BLOWES, D.W. et PTACEK, C.J. (1994). Acid-neutralization mechanisms in inactive mine tailings. *Short Course Handbook on Environmental Geochemistry of Sulfide Mine-Waste*, Jambor, J.L., Blowes, D.W. (éditeurs). Mineralogical Association of Canada. Special Vol. 22, p.272-292.

BLOWES, D. W., PTACECK, C. J. et JURJOVEC, J. (2003). Chapter5. Mill tailings: hydrogeology and geochemistry. *Environmental aspects of mine wastes*. J. L. Jambor, D. W. Blowes et A. I. M. Ritchie, series editors. Vancouver, B.C., Mineral Association of Canada. **31**.

BRADHAM, W. et CARUCCIO, F. (1991). A comparative study of tailings analysis using acid/base accounting, cells, columns and soxhlets. *2nd International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*, Montréal, Quebec Mining Association. 1: 157-173.

BRANDT, F., BOSBACH, D., KRAWCZYK-BÄRSH, E., ARNOLD, T., et BERNHARD, G. (2003). Chlorite dissolution in the acid pH-range : A combined

microscopic and macroscopic approach. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 67 (8) : 1451-1461

BRUNAUER, S., EMMETT, P.H. et TELLER, E. (1938). « Adsorption of gases in multimolecular layers ». *Journal of the American Chemical Society*. 60. 309.

BUSSIÈRE, B. (1993). Évaluation des propriétés hydrogéologiques de résidus miniers utilisés comme barrières de recouvrement. 171p. Mémoire de maîtrise. Département de génie minéral, École Polytechnique de Montréal, Montréal.

BUSSIÈRE, B., AUBERTIN, M., BENZAAZOUA, M. et GAGNON, D. (1999). Modèle d'estimation des coûts de restauration de sites miniers générateurs de DMA. *Séminaire Mines écologiques présentés dans le cadre du congrès APGGQ 1999 : Les sciences de la terre : une vision planétaire*, Rouyn-Noranda, Québec

CRUZ, R., MENDEZ, B. A., MONROY, M. et GONZALEZ, I. (2001a). Cyclic voltammetry applied to evaluate reactivity in sulfide mining residues. *Applied Geochemistry*. 16. 1631-1640.

CRUZ, R., BERTRAND, V. MONROY, M. et GONZALES, I. (2001b). Effect of sulfide impurities on the reactivity of pyrite and pyritic concentrates: a multi-tool approach.» *Applied Geochemistry*, 16 :803-819.

DAY, S.J., HOPE, G. et KUIT, G. (1997). Waste rock management planning for the Kudz Ze Kayah Project, Yukon Territory : 1. Predictive static and kinetic test work. *Proc. 4th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD)*, Vancouver, Canada, 1 : 83-98

DUNCAN, D.W. et WALDEN, C.C. (1975). *Prediction of acid generation potential.* 18p. BC Research.

DUNCAN, D.W. et BRUYNESTEYN, A. (1979). Determination of acid production potential of waste materials. *Met. Soc. AIME*, paper A79-29, 10p.

EGI, PTY LTD. (2000). « Net acid generation (NAG) test; single addition procedure ».5p.

EVANGELOU, V.P. (1995). *Pyrite Oxidation and Its Control.* CRC Press. 285p.

FERGUSON, K.D. et MORIN, K.A. (1991). The prediction of acid rock drainage - Lessons from the data base. *Second International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*, Montréal, Canada, 3, 83-106.

GAMACHE-ROCHETTE, A. (2004). Une étude de caractérisation en laboratoire et sur le terrain des écoulements de l'eau dans les roches stériles. Mémoire de maîtrise en génie minéral, École Polytechnique de Montréal, 140 p.

GOULD, W. D. et KAPOOR, A. (2003). Chapter 10. The microbiology of acid mine drainage. *Environmental aspects of mine wastes.* Jambor, J. L., Blowes, D. W et Ritchie, A. I. M. Vancouver, B.C., Mineral Association of Canada. **31**.

GUINEBRETIÈRE, R. (2002). *Diffraction des rayons X sur échantillons polycristallins.* Lavoisier, Paris.

HENIN, S. et PEDRO, G. (1965). *The laboratory weathering of rocks. Experimental Pedology,* Butterworths, London, 15-22.

HOSSNER, L. R. et DOOLITTLE, J. J. (2003). Iron sulfide oxidation as influenced by calcium carbonate application. *Journal of Environmental Quality*, 32, 773-780.

HUTT, N.M., et MORIN, K.A. (1999). The International Static Database (ISD). *Conference Proceedings of Sudbury '99 (Mining and the Environment II)*. Sudbury, Ontario, Canada. 1, 363-370.

JAMBOR, J.L. (1994). Mineralogy of sulfide-rich tailings and their oxidation products. *Short Course Handbook on Environmental Geochemistry of Sulfide Mine-Waste*, Jambor J.L., Blowes, D.W. (eds.). Mineralogical Association of Canada. Special Vol. 22, p.59-102.

JAMBOR, J. L. et BLOWES, D. W. (1998). Theory and applications of mineralogy in environmental studies of sulfide-bearing mine wastes. *Modern approaches to ore and environmental mineralogy*. Cabri, L. J. et Vaughan, D. J. Mineralogical Association of Canada, Short course series, 27 : 367-401

JAMBOR, J.L., DUTRIZAC, J.E. et CHEN, T.T. (2000). Contribution of specific minerals to the neutralization potential in static tests. *Proc. 5th ICARD*, Denver, USA. 1, 551-565

JAMBOR, J. L., DUTRIZAC, J. E., GROAT, L. A. et RAUDSEPP, M. (2002). Static tests of neutralization potentials of silicate and aluminosilicate minerals. *Environmental Geology*, 43: 1-17.

JAMBOR, J. L. (2003). Chapter 6. Mine-waste mineralogy and mineralogical perspectives of acid-base accounting. *Environmental Aspects of Mine Wastes*. J. L. Jambor et D. W. Blowes. Vancouver, B.C., Canada, Mineralogical Association of Canada, Short Course Series, 31 : 117-145.

JANZEN, M. P., NICHOLSON, R. V. et SCHARER, J. M. (2000). Pyrrhotite reaction kinetics: Reaction rates for oxidation by oxygen, ferric iron, and for nonoxidative dissolution. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 64 (9): 1511-1522.

JERZ, J. et RIMSTIDT, J. D. (2004). Pyrite oxydation in moist air. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 68 (4): 701-714.

JURJOVEC, J., PTACECK, C. J. et BLOWES, D. W. (2002). Acid neutralization mechanisms and metal release in mine tailings: A laboratory column experiment. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 66, 9: 1511-1523.

KLEIN, C. et HURLBURT, C.S.Jr. (1985). *Manual of Mineralogy.* Ed. John Wiley & Sons.

KLEINMANN, R.L.P., CRERAR, D.A., et PACELLI, R.R. (1981). Biogeochemistry of acid mine drainage and a method to control acid formation. *Mining Engineering*, Mar'81:300-304

KWONG, Y.T.J. (1993). Prediction and prevention of acid rock drainage from a geological and mineralogical perspective. (MEND Report 1.32.1 CANMET, Ottawa), 47p.

KWONG, Y. T. J. et FERGUSON, K.T. (1997). Mineralogical changes during NP determinations and their implications. *Proc. 4th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD)*, Vancouver, Canada.

KWONG, Y.T.J. (2000). Thoughts on Ways to Improve Acid Drainage and Metal Leaching Prediction for Metal Mines. *5th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD)*, Denver, USA. 675-682

LAPAKKO, K.A. (1994). Evaluation of neutralisation potential determinations for metal mine waste and a proposed alternative, *paper presented at the International Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the Third International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*, Pittsburg, PA

LAPAKKO, K. A. et ANTONSON, D. A. (2001). Laboratory drainage pH and sulfate release rates from Archean Greenstone Rock. *International Conference on Mining and the Environment*, Skelleftea, 1 :384-393

LAWRENCE, R.W. (1990). Prediction of the behaviour of mining and processing wastes in the environment, dans Doyle(ed.), *Proc. Western Regional Symposium on Mining and Mineral Processing Wastes*, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., Littleton, CO., p.115-121

LAWRENCE, R.W. et SCHESKE, M. (1997). A method to calculate the neutralization potential of mining wastes. *Environmental Geology*, 32, 2: 100-106.

LAWRENCE, R.W. et WANG, Y. (1997). Determination of neutralisation potential in the prediction of acid rock drainage. *Proc. 4th ICARD*, Vancouver, BC, p.449-464

LI, M.G. (1997). Neutralization Potential Versus Observed Mineral Dissolution in Humidity Cell Tests for Louvicourt Tailings. *Presented at the 4th ICARD*, Vancouver, Canada

LI, M.G. (2000). Acid Acid Rock Drainage Prediction for Low-Sulfide, Low-Neutralization Potential Mine Wastes. *Proceedings of the 5th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD)*, Denver, USA, p.567-580

LOWSON, R. T. (1982). Aqueous Oxidation of Pyrite by Molecular Oxygen. *Chemical Reviews*, 82 :5, 461-497.

MARTIN, V. (2003). Étude des propriétés non saturées des stériles miniers. Mémoire de maîtrise en génie minéral, École Polytechnique de Montréal, 219 p.

MAYER, K.U., FRIND, E.O. et BLOWES, D.W. (2002). Multicomponent reactive transport modeling in variably saturated porous media using a generalized formulation for kinetically controlled reactions. *Water Resour. Res.* 38(9), 13: p. 1-21

MCINTOSH, J.M. et GROAT, L.A. (1997). *Biological/Mineralogical Interactions*, J.M. McIntosh et L.A. Groat, Eds. Mineralogical Association of Canada Short Course Volume, 25, 239 pp.

MCSWEENEY, K. et MADISON, F. W. (1988). Formation of a cemented subsurface horizon in sulfidic minewaste. *Journal of Environmental Quality*, 17: 256-262.

MEND. (1989). Investigation of Prediction Techniques for Acid Mine Drainage. MEND report 1.16.1a. CANMET, Ottawa. 51p.

MEND. (1991). New methods for the determination of key mineral species in acid generation prediction by acid base accounting. MEND report 1.16.1c. CANMET, Ottawa. 47p.

MILLER A., ROBERTSON, A. et DONAHUE, T. avec EGI. (1997). Advances in acid drainage prediction using the NAG test. *Proc. Of the 4th ICARD*, Vancouver, Canada, 533-549

MILLER, S.D., JEFFERY, J.J. et WONG, J.W.C. (1991). Use and misuse of the acid-base account for "AMD" prediction. *Proc. of the Second International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*. Montreal, Canada. 3,489-506

MILLS, A.L. (1999).The role of bacteria in environmental geochemistry. *The environmental Geochemistry of mineral deposits Part A: Processes, Techniques, and Health Issue*. Plumlee, Geoffrey S. and Logsdon, Mark J., Society of Economic Geologists, 125-132.

MORIN, K.A. et HUTT, N.M. (1994). Observed Preferential Depletion of Neutralization Potential Over Sulfide Minerals in Kinetic Tests: Site-Specific Criteria for Safe NP/AP ratios, *presented at the International and Land Reclamation and Mine Drainage Conference and the 3rd International Conference on the Abatement of Acidic Drainage*, Pittsburg, USA. 148-156

MORIN, K.A. et HUTT, N.M. (1997). *Environmental Geochemistry of Mine site Drainage: Practical Theory and Case Studies*. MDAG Publishing. 333p.

MORIN, K.A., HUTT, N.M. et FERGUSON, K.D. (1995). Measured Rates of Sulfide Oxydation and Acid Neutralization in Kinetic Tests: Statistical Lessons from the Database, *Proccedings from the Conference on Mining and the Environment, Sudbury, Canada*. 525-536.

MORSE, J.W. et ARVIDSON, R.S. (2002). The dissolution kinetics of major sedimentary carbonate minerals. *Earth-Science Reviews,* 58:51-84.

MUSTIN C., BERTHELIN J., MARION P. et DE DONATO P. (1992a). Corrosion and electrochemical oxidation of a pyrite by thiobacillus ferrooxidans. *Applied and Environmental Microbiology.* 58, 1175-1182.

MUSTIN C., DE DONATO P. et BERTHELIN J. (1992b). Quantification of the intergranular porosity formed in bioleaching of pyrite by thiobacillus ferrooxidans. *Biotechnology and Bioengineering.* 39, 1121-1127.

NICHOLSON, R.V., GILLHAM, R.W. et REARDON, E.J. (1988). Pyrite oxidation in carbonate-buffered solution: 1. Experimental kinetics. *Geochimica Cosmochimica Acta,* 52:1077-1085.

NICHOLSON, R.V. (1994). Iron-sulfide oxidation mechanisms: Laboratory studies. *Short course handbook on environmental geochemistry of sulfide mine-wastes.* Jambor, J.L. and Blowes, D.W., Mineralogical Association of Canada. 22, 163-183.

NICHOLSON, R. V. et J. M. SCHARER (1994). Chapter 2: Laboratory studies of pyrrhotite oxidation kinetics. *Environmental geochemistry of sulfide oxidation.* Alpers, C. N. et. Blowes, D. W. Washington, DC, American Chemical Society Symposium series, 550 : 14-30.

NORDSTROM, D. K. et ALPERS, C. N. (1999). Geochemistry of acid mine waters. *The environmental Geochemistry of mineral deposits Part A: Processes, Techniques, and Health Issues.* G. S. Plumlee and M. J. Logsdon, Society of Economic Geologists. 6A: 133-160.

NORDSTROM, D. K. (2000). Advances in the hydrogeochemistry and microbiology of acid mine waters. *International Geology Review*, 42: 499-515.

PAKTUNC, A.D. (1999a). Characterization of mine wastes for prediction of acid mine drainage. *Environmental impacts of mining activities, emphasis on mitigation and remedial measures*. Azcue, J.M., 19-40.

PAKTUNC, A. D. (1999b). Mineralogical constraints on the determination of neutralization potential and prediction of acid mine drainage. *Environmental Geology* 39 :2, 103-112.

PAKTUNC, A. D. (1999c). Discussion of "A method to calculate the neutralization potential of mining wastes" by Lawrence and Scheske (1997). *Environmental Geology*, 38 :1, 82-84.

PAKTUNC, A.D., LEAVER, M., SALLEY, J. et WILSON, J. (2001). A new standard material for acid base accounting tests. *International conference on mining and the environment*, Skelleftea. 2, 644-652

PEDRO, G. (1961). An experimental study on the geochemical weathering of crystalline rocks by water. *Clay Miner. Bull.*, 4:266-281.

PERKINS, E.H., NESBITT, H.W., GUNTER, W.D., ST-ARNAUD, L.C. et MYCROFT, J.R. (1995). Critical review of geochemical processes and geochemical models adaptable for prediction of acidic drainage from waste rock. MEND Report 1.42.1, Mine Environment Neutral Drainage.

PLUMLEE, G.S. (1999). The environmental geology of mineral deposits. *Reviews in economic geology, volume 6: The environmental Geochemistry of mineral*

deposits, Part A: Processes, Techniques, and Health Issues. Plumlee, Geoffrey S. and Logsdon, Mark J., Society og Economic Geologists. 6A, 71-116.

POTTS, P. J. (1987). *A handbook of silicate rock analysis*. Glasgow: Blackie & Son Limited. Chapman and Hall, New York. 622p.

PRICE, W. A., MORIN K. et 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. 4th *International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD)*, Vancouver, BC.

PRICE, W.A. et YEAGER, D. (2004). ML/ARD Assessment and mitigation at the Johnny Mountain gold mine. Produced as part of a series of case studies documenting ML/ARD assessment and mitigation at mines in Canada. MEND Report 9.1a.

RENTON, J.J. et HIDALGO, R.V. (1973). Relative acid-producing potential of coal. West Virginia Geological and Economic Survey, *Environmental Geology Bull.*, 11.

RIMSTIDT, J. D. et VAUGHAN, D. J. (2003). Pyrite oxidation: A state-of-the-art assessment of the reaction mechanism. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 67 :5, 873-880.

RITCEY, G.M. (1989). *Tailings Management.* Elsevier Science Publishers, Amsterdam.

SCHAFER, W.M. (2000). Use of the Net Acid Generation pH Test for assessing Risk of Acid Generation, *Proc. 5th ICARD*, Denver, USA. 613-618

SCHARER, J.M., BOLDUC, L., PETTIT, C.M. et HALBERT, B.E. (2000). Limitations of Acid-Base Accounting for Predicting Acid Rock Drainage, *Proc. 5th ICARD*, Denver, USA. 591-601

SHERLOCK, E. J., LAWRENCE, R. W et POULIN, R. (1995). On the neutralization of acid rock drainage by carbonate and silicate minerals. *Environmental Geology*, 25: 43-54.

SINGLETON, G.A. et LAVKULICH, L.M. (1978). Adaptation of the Soxhlet extractor for pedologic studies. *Soil. Sci. Soc. Am. J.,* Vol.42 : 984-986.

SKOOG, D.A. et LEARY, J.J. (1992). *Principles of instrumental analysis, Fourth Edition.* Sauders College Publishing. 700p.

SKOUSEN, J., RENTON, J., BROWN, H., EVANS, P., LEAVITT, B., BRADY, K., COHEN, L. et ZIEMKIEWICS, P. (1997). Neutralization potential of overburden samples containing siderite. *Journal of Environmental Quality*, 26, 673-681.

SOBEK, A.A., SCHULLER, W.A., FREEMAN, J.R. et SMITH, R.M. (1978). Field and laboratory methods applicable to overburdens and minesoil. EPA report no. EPA-600/2-78-054 p.47-50

SRK (1991). Guide technique préliminaire sur le drainage rocheux acide. (une traduction de "Draft Acid Rock Drainage Technical Guide", 1989, BCAMD Task Force). Vol. I et II, Centre de Recherches Minérales, Québec.

SULLIVAN, P.J. et SOBEK, A.A. (1982). Laboratory weathering studies of coal refuse. *Minerals and the Environment.* 4: 9-16.

SVERDRUP, H. (1990). *The kinetics of base cation release due to chemical weathering*. Lund University Press, Lund

TAYLOR, J.C. et HINCZAK, I. (2001). *Rietveld made easy: A Practical Guide to the Understanding of the Method and Successful Phase quantifications.* J.C. Taylor and I. Hinczak.

VICK, S.G. (1983). Planning, Design and Analysis of Tailings Dams. John Wiley & Sons.

VILLENEUVE, M. (2004). Évaluation du comportement géochimique à long terme de rejets miniers à faible potentiel de génération d'acide à l'aide d'essais cinétiques. Mémoire de maîtrise. École polytechnique de Montréal. Montréal, Canada.

WEBER, P. A., THOMAS, J. E. SKINNER, W.N. et SMART, R.ST.C. (2004). Improved acid neutralisation capacity of iron carbonates by titration and theoretical calculation. *Applied Geochemistry*, 19, 687-694.

WHITE, A.F. (1995). Chemical weathering rates of silicate minerals in soils. *Chemical weathering rates of silicate minerals*. White, A.F. and Brantley, S.L., Mineralogical Society of America, Reviews in Mineralogy. 31, 407-461.

WHITE III, W.W., LAPPAKO, K.A. et COX, R.L. (1999). Static-test methods most commonly used to predict acid-mine drainage: practical guidelines for use and interpretation. *Reviews in economic geology, volume 6: The environmental Geochemistry of mineral deposits, Part A: Processes, Techniques, and Health Issues*. Plumlee, Geoffrey S. and Logsdon, Mark J., Society of Economic Geologists, 6A, 325-338.

WHITE III, W.W., LAPPAKO, K.A. et COX, R.L. (2000). Effects of protocole variables ans sample mineralogy on static-test NP. *5th International Conference on Acid Rock Drainage (ICARD), Short Course on mine waste characterization and drainage quality prediction*, Denver, USA.

WILLIAMS, C. et YAALON, D.H. (1977). An experimental investigation of reddening in dune sand. *Geoderma*, 17:181-191.

XU, R. et DI GUIDA, O.A. (2003). Comparison of sizing small particles using different technologies. *Powder Technology,* 132:145-153.

ZHANG, Y.L. et EVANGELOU, V.P. (1996). Influence of iron oxide forming conditions on pyrite oxidation. *Soil Science,* 161:852-864.

ZUMDAHL, S.S. (1998). *Chimie des solutions, deuxième édition.* Les éditions CEC inc., Anjou, 456p.

A. ANNEXES

A.1 Détermination de la variante du réacteur de Soxhlet à utiliser

Trois variantes de réacteurs de Soxhlets ont été considérées afin de pousser les épuisements des matériaux le plus rapidement possible, tout en demeurant le plus près possible de conditions réelles d'épuisements dans les parcs de résidus miniers. La variante choisie fut celle avec cycles de battements et séchages. Le choix de cette variante est expliqué dans cette section. Les trois variantes du réacteur de Soxhlet considérées sont les suivantes :

- « classique »
- avec battements de nappe
- avec cycles de battements et séchages

Dans la présente étude, le but de l'utilisation du réacteur de Soxhlet est de pousser la dégradation du matériel à différents niveaux et de suivre l'évolution des paramètres chimiques et minéralogiques du solide. Dans cette optique, 3 extractions Soxhlet du même type sont effectuées sur chaque matériel. Les extractions sont effectuées dans les mêmes conditions mais à des durées différentes de façon à pousser la consommation des minéraux du matériel à différents degrés. Les paragraphes qui suivent expliquent les 3 variantes utilisées du réacteur de Soxhlet.

Réacteur de Soxhlet « classique »

Dans les 3 types de réacteur de Soxhlet employés ici, de l'eau contenue dans un ballon est portée à ébullition et la vapeur produite est condensée puis amenée en contact avec l'échantillon dans son réacteur placé hors de la montée de la vapeur. La figure 3.1a montre un réacteur de Soxhlet dans son ensemble. Dans la variante dite « classique », le réacteur contient une sortie à la base permettant l'évacuation de l'eau et son retour au ballon, où le cycle recommence. La figure 3.1b montre un exemple de réacteur de Soxhlet de ce type. Les métaux ainsi lixiviés du matériel se concentrent donc dans l'eau du ballon. Le matériel faisant l'objet de l'extraction, en l'occurrence un échantillon de résidu minier broyé finement, est supporté par un tube de verre muni d'un filtre en verre fritté perméable. La conductivité hydraulique faible de l'ensemble est telle que le

débit d'eau tombant sur l'échantillon doit être très faible afin de ne pas ennoyer le matériel. Une ébullition faible est donc maintenue dans le ballon afin de maintenir un débit d'eau suffisamment faible.

Réacteur de Soxhlet avec battement de nappe

Le principe du réacteur de Soxhlet avec battement de nappe est le même que dans la variante dite « classique ». Cependant, l'échantillon est supporté par un tube de cellulose rigide perméable dans le réacteur. Ce dernier est muni d'un siphon permettant d'y accumuler l'eau jusqu'à un certain niveau au-delà duquel l'eau est évacuée du réacteur pour retomber dans le ballon, où le cycle recommence. La figure 3.1c montre un exemple de ce type de réacteur. La haute fréquence des battements fait en sorte que le matériel dans le réacteur demeure à saturation complète entre les battements, ne laissant pas le temps au matériel de sécher et ainsi permettre aux grains d'entrer en contact avec l'oxygène ambiant.

Réacteur de Soxhlet avec battement de nappe et cycles de séchage

Afin d'améliorer l'apport en oxygène aux grains du matériel durant l'essai en réacteur de Soxhlet avec battements de nappe, les périodes de lixiviation sont utilisées à intervalles avec des périodes de séchage à l'étuve. En effet, les battements dans le réacteur ne permettent pas d'assécher le matériel, qui demeure alors à saturation complète en eau tout au long des périodes de lixiviation. Le séchage à l'étuve à 45°C du matériel entre les périodes de lixiviation permet donc aux grains d'être asséchés et ainsi d'améliorer le contact entre les surfaces des grains du matériel et l'oxygène gazeux. De ce fait, les conditions nécessaires à l'occurrence des réactions d'oxydation de la pyrite que l'on tente de provoquer sont remplies de façon plus efficace que lorsque seulement la lixiviation est utilisée.

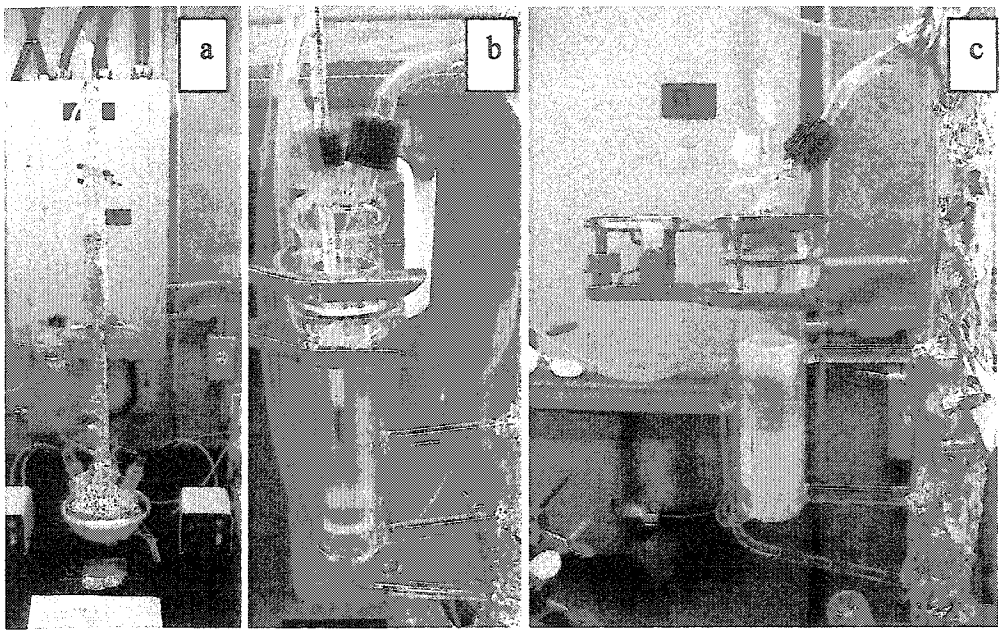


Figure A.1 : Réacteur de Soxhlet avec battement de nappe (a : réacteur classique, b :, rapprochée sur le réacteur de la variante classique, c : vue rapprochée sur le réacteur de la variante avec battements de nappe)

Chacune des périodes de séchage dure 24 heures, alors que les périodes de lixiviations durent entre 24 et 72 heures. Ces cycles de battements de nappe et de séchages sont réalisés sur une base de 7 jours, distribués comme suit :

- Mise en place, suivie de 24 heures de lixiviation
- 24 heures de séchage
- 24 heures de lixiviation
- 24 heures de séchage
- 72 heures de lixiviation
- Fin d'un cycle complet, durant 7 jours, à répéter au besoin

Démantèlement des 3 types de réacteur de Soxhlet

Une fois l'extraction réalisée durant le temps voulu dans l'un ou l'autre des 3 types de réacteurs disponibles, le matériel solide est rincé avec un excès d'eau déionisée pour en extraire l'eau interstitielle et l'entraîner dans le ballon d'extraction. Une fois le rinçage terminé, l'eau du ballon est recueillie, mesurée et analysée pour sa teneur en métaux par ICP-AES. De plus, le matériel solide est séché et caractérisé par les différentes méthodes qui sont expliquées aux chapitres 3.2 et 3.3.

Les trois variantes mentionnées précédemment ont été vérifiées à titre comparatif sur le matériel UQ-8 seulement. Comme il est mentionné à la section 3.5.1, le matériel UQ-8 est issu d'une oxydation préalable par un essai cinétique en colonne. Cet essai a produit une quantité significative de gypse ($CaSO_4.2H_2O$) secondaire dans le matériel étudié ici. Le soufre sous forme sulfate du gypse va être lixivié dans les essais de lixiviation et il faudra en tenir compte dans l'analyse des résultats obtenus pour les différentes variantes considérées.

Les résultats des déplétions en soufre (total et sous forme sulfure) et en calcium, magnésium et manganèse sont montrés à la figure 4.1. Ces éléments sont ciblés pour démontrer l'efficacité relative des variantes car ils représentent les minéraux d'intérêt dans le cadre de cette étude. En effet, le soufre sous forme sulfure représente les minéraux sulfureux générateurs d'acidité, alors que le calcium, le magnésium et le manganèse sont les éléments associés aux minéraux neutralisants, surtout les carbonates. Dans UQ-8, le minéral neutralisant majeur est la dolomie ($CaMg(CO_3)_2$) et le minéral sulfureux est la pyrite (FeS_2), comme le démontre l'analyse en diffraction des rayons-X montrée à la section 3.5.7.

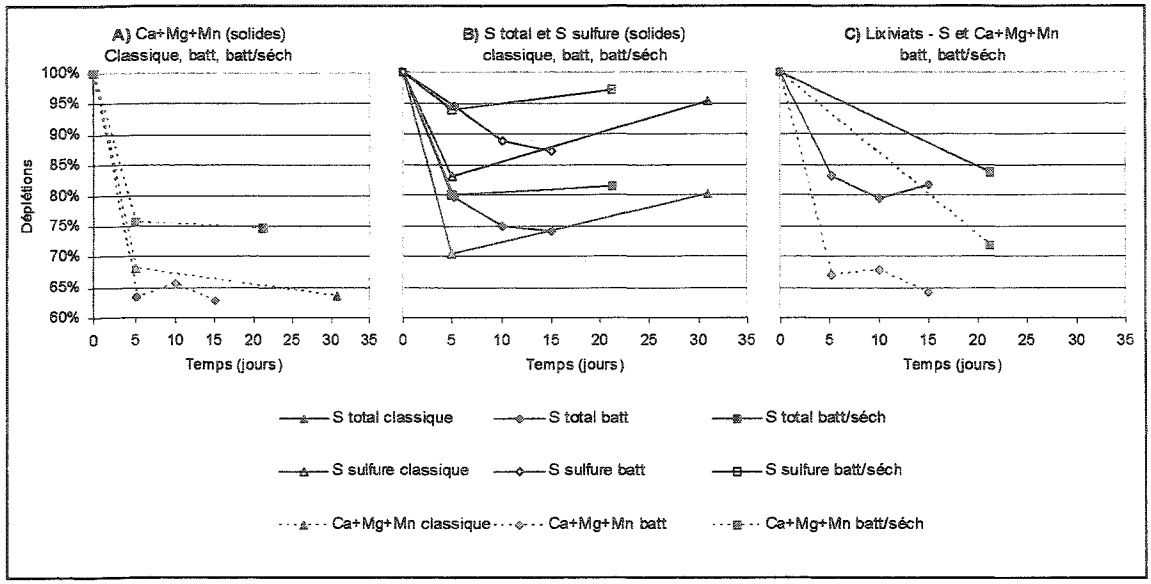


Figure A.2 : Épuisements des éléments d'intérêt dans les essais en réacteur de Soxhlet sur UQ-8. A) Ca+Mg+Mn dans les solides, B) S total et sulfure dans les solides et C) S et Ca+Mg+Mn dans les lixiviats

Contrairement aux analyses des solides, il est impossible dans les lixiviats de différentier la provenance du soufre détecté, et il faut baser les interprétations des lixiviats uniquement sur le soufre total. Dans la figure 4.1, les déplétions du soufre total des solides et des lixiviats concordent, pour les 2 types d'essais où ces résultats sont présents. Comme les balances de masses sont respectées, on peut avancer que les résultats sont fiables.

Soufre

Dans le graphe des solides de la figure 4.1, le soufre total et le soufre sous forme sulfure sont montrés. Pour chacune des variantes, la grande différence entre les déplétions du soufre total et du soufre sulfure est due à la lixiviation du gypse secondaire lixivié dès les premiers jours des essais. La lixiviation du gypse est aussi la cause de la chute rapide des déplétions de soufre dès les premiers jours des essais, entre 70 et 85 % pour le soufre total et entre 83 et 95 % pour le soufre sulfure. Si on se base sur la teneur en soufre sulfure au temps le plus long pour comparer l'efficacité des

variantes en ce qui à trait à la consommation des minéraux sulfureux, celles-ci se comparent ainsi : battements>classique>battements/séchages.

Calcium, magnésium et manganèse

La déplétion des éléments calcium, magnésium et manganèse peut être attribuée à trois phénomènes pouvant avoir lieu simultanément et n'étant pas en compétition :

- Neutralisation par les minéraux neutralisants de l'acide générée par les sulfures
- Dissolution des minéraux neutralisants due simplement au contact de l'eau
- Dissolution du gypse secondaire

Dans le graphe des solides de la figure 4.1, on observe une déplétion entre 60 et 75 % du calcium, magnésium et manganèse dès les premiers jours des essais, pour toutes les variantes. Cette déplétion est due au gypse secondaire lixivié dans les premiers jours de l'essai, comme c'est le cas pour le comportement du soufre. Durant les jours suivants, la déplétion de ces éléments diminue plus lentement. Cette plus lente déplétion est due aux deux autres phénomènes mentionnés.

Dans l'essai avec battements/séchages, la pente de la déplétion du calcium, magnésium et manganèse est plus faible que pour les deux autres variantes. Cette observation est expliquée par le fait que dans cette variante, les périodes de séchage imposées durant l'essai limitent de près de la moitié le temps de contact avec l'eau, ce qui limite le phénomène de dissolution due au contact de l'eau. On peut donc adopter l'hypothèse que le phénomène majeur expliquant la dissolution de ces éléments dans la variante avec battements/séchages est la dissolution simple sans neutralisation d'acide. Cette hypothèse est appuyée par le fait que la déplétion du soufre sulfure est faible dans cette variante, ce qui implique que peu d'acide est généré et donc que peu de minéral neutralisant est nécessaire à la déplétion.

Les phénomènes de dissolution, par neutralisation ou par dissolution simple, vont donc varier en importance selon les conditions de la variante. Leur importance relative peut être évaluée en observant la déplétion du soufre sulfure dans la variante étudiée. Plus la déplétion du soufre sulfure est importante, plus la déplétion des éléments calcium, magnésium et manganèse sera due au phénomène de neutralisation.

Dans la variante avec battements, le débit d'eau passant à travers l'échantillon est plus grand que dans la variante classique, et la déplétion du soufre sulfure y est la plus importante de toutes les variantes. Ces deux faits expliquent que la déplétion du calcium, magnésium et manganèse est la plus importante dans la variante avec battements. La variante classique et la variante avec battements/séchages viennent respectivement en deuxième et troisième place quant à l'agressivité de la déplétion de ces éléments. La déplétion des éléments calcium, magnésium et manganèse suit donc cette logique : battements>classique>battements/séchages. Cette suite logique est la même que pour la déplétion du soufre.

Finalement, il fut décidé que la variante classique ne sera pas employée car la déplétion du soufre qu'elle procure n'est pas la plus élevée, alors que la déplétion du calcium, magnésium et manganèse est plus lente que dans les variantes avec battements. Il est en effet possible d'atteindre les mêmes déplétions en calcium, magnésium et manganèse en environ la moitié du temps avec la variante avec battements. Les variantes avec battements et avec battements et séchages sont semblables du point de vue des épuisements. Cependant la variante avec battements et séchages amène un écart moins grand entre les épuisements des éléments calcium, magnésium, manganèse et du soufre. Cette plus faible différence s'explique par la moins importante surestimation de la dissolution des carbonates neutralisants dans la variante avec battements et séchages par rapport à la variante avec battements.

En effet, les courbes des éléments du lixiviat (figure A.1.c) montrent que l'écart des épuisements entre Ca, Mg, Mn et le soufre à la fin des essais est de près de 12% dans le cas de la variante avec battements et séchages alors que cet écart est de près de 17% dans le cas de la variante avec séchage seulement. Le plus faible écart dans la variante avec battements et séchages vient du fait que les périodes de séchages entre les périodes de battements viennent amenuiser la dissolution simple des carbonates au contact de l'eau sans neutralisation d'acide. Ainsi, la surestimation de la contribution des carbonates entraînée par ce phénomène s'en trouve donc amenuisée dans cette variante.

A.2 Résultats détaillés des essais réacteurs de Soxhlet

A.2.1 Caractérisations chimiques des solides

Le tableau A.1 montre les caractérisations chimiques des solides générés en réacteur de Soxhlet avec battements et séchages.

Tableau A.1 : Caractérisations chimiques des solides générés en réacteur de Soxhlet avec battements et séchages

échantillon	*Temps*	*masse initiale*	*masse finale*	*Ca*	*Fe*	*Mg*	*Mn*	S_{total}	$S_{sulfate}$	$S_{sulfure}$
	(jours)	*(g)*	*(g)*	*(%)*	*(%)*	*(%)*	*(%)*	*(%)*	*(%)*	*(%)*
UQ8-9	5,0	7,9229	7,3115	2,52	19,0	1,52	0,492	6,60	0,113	6,49
UQ8-7	21,2	8,1347	7,5660	2,43	19,0	1,52	0,491	6,67	0,000	6,67
GREM1-4	6,98	8,1411	7,9887	2,54	10,9	2,72	0,186	0,917	0,000	0,917
GREM1-5	13,58	8,3024	8,2035	2,52	11,0	2,75	0,189	0,848	0,000	0,848
GREM1-6	21,07	8,2025	8,0191	2,52	11,4	2,79	0,196	0,906	0,000	0,906
LARM3-3	6,98	8,1710	8,0924	1,49	2,71	0,683	0,040	0,747	0,005	0,742
LARM3-4	14,00	8,3438	8,3187	1,59	2,80	0,704	0,046	0,716	0,012	0,704
LARM3-5	21,07	8,1629	8,0944	1,54	2,840	0,703	0,046	0,699	0,000	0,699
MATM1-1	6,98	8,1869	8,0511	3,42	16,0	2,90	0,414	1,74	0,008	1,73
MATM1-2	14,00	8,1322	8,0482	3,36	16,2	2,91	0,416	1,87	0,008	1,86
MATM1-3	21,07	8,2777	8,0657	3,40	16,5	2,92	0,430	1,70	0,000	1,70
MATM2-4	6,05	8,2712	8,1808	3,08	18,3	2,6	0,384	3,49	0,031	3,46
MATM2-5	14,01	8,1682	8,0035	3,02	18,9	2,62	0,380	3,81	0,029	3,78
MATM2-6	20,20	8,1372	7,9788	3,05	17,7	2,7	0,395	2,55	0,020	2,53

A.2.2 Caractérisations chimiques des solides

Le tableau A.2 montre les caractérisations chimiques des solides générés en réacteur de Soxhlet avec battements et séchages.

Tableau A.2 : Caractérisations chimiques des liquides générés en réacteur de Soxhlet avec battements et séchages

échantillon	*Temps (jours)*	*Volume (mL)*	*Ca (mg/L)*	*Fe (mg/L)*	*Mg (mg/L)*	*Mn (mg/L)*	*S (mg/L)*
UQ8-9	5,0						
UQ8-7	21,2	500	213	0,685	39,3	1,69	201
GREM1-4	6,98	500	48,6	0,306	5,51	0,127	35,4
GREM1-5	13,58	500	55,3	0,551	6,66	0,151	36,80
GREM1-6	21,07	500	67,5	0,446	7,77	0,170	37,6
LARM3-3	6,98	500	16,6	0,422	0,280	0,011	9,07
LARM3-4	14,00	500	29,6	0,389	0,244	0,013	15,7
LARM3-5	21,07	500	34,4	0,973	0,546	0,030	17,7
MATM1-1	6,98	500	35,6	0,513	5,23	0,282	28,10
MATM1-2	14,00	500	53,0	0,777	9,73	0,502	35,80
MATM1-3	21,07	500	84,1	3,130	16,6	0,814	47,3
MATM2-4	6,05	500	48,0	0,503	8,10	0,580	71,6
MATM2-5	14,01	500	60,6	0,830	9,31	0,740	46,6
MATM2-6	20,20	500	86,3	1,020	14,60	0,819	56,0

A.3 Résultats complets obtenus en mini-cellule d'altération

A.3.1 Caractérisations chimiques des lixiviats

Les tableaux A.3 à A.7 montrent les caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration des essais en mini-cellule d'altération sur les rejets étudiés.

Tableau A.3 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour UQ-8

Volume	*Temps*	*Ca*	*Fe*	*Mg*	*Mn*	*S*
(ml)	*(j)*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*
100,00	0	184	0,026	332	15,1	601
200,00	18	86,7	0,118	32,5	0,368	115
200,00	44	81,4	0,025	10,5	0,09	77,6
200,00	58	72,5	0,043	5,52	0,051	62,6
200,00	72	77,4	0,064	5,82	0,049	66,9
200,00	85	55,7	6,50	4,99	0,346	46,4
200,00	109	94,5	46,9	10,7	2,040	79,2
200,00	162	245	2,02	13,3	0,200	202
200,00	206	163	25,90	10,3	0,979	136

Tableau A.4 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour GRE-M1

Volume	*Temps*	*Ca*	*Fe*	*Mg*	*Mn*	*S*
(ml)	*(j)*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*
100,00	0	208	<0,005	33,5	0,368	211
200,00	18	81,5	0,039	7,77	0,131	75,6
200,00	44	35,5	0,032	3,86	0,033	30,4
200,00	58	7,21	0,203	2,33	0,013	4,50
200,00	72	6,24	0,014	2,62	0,009	2,33
200,00	85	5,63	0,008	2,17	0,008	1,68
500,00	109	3,26	0,017	1,33	0,005	0,847
200,00	162	15,1	0,151	5,63	0,025	3,25
200,00	206	12,9	0,032	4,82	0,021	3,57

Tableau A.5 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour LAR-M3

Volume	*Temps*	*Ca*	*Fe*	*Mg*	*Mn*	*S*
(ml)	*(j)*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*
100,00	0	57,1	0,055	0,899	0,020	48,8
200,00	18	9,77	0,069	0,244	0,007	6,05
200,00	44	7,19	0,016	0,181	0,005	2,65
200,00	58	8,99	0,015	0,158	0,006	4,43
200,00	72	11,5	0,047	0,172	0,009	6,39
200,00	85	10,5	0,039	0,212	0,010	5,40
200,00	109	9,31	0,011	0,188	0,010	2,75
200,00	162	9,01	0,075	0,232	0,011	2,09
200,00	206	3,45	0,019	0,129	0,004	2,01

Tableau A.6 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour MAT-M1

Volume	*Temps*	*Ca*	*Fe*	*Mg*	*Mn*	*S*
(ml)	*(j)*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*
100,00	0	156	<0,005	40,8	2,76	180
200,00	18	66,5	0,432	10,1	0,251	73,2
200,00	44	21,0	0,192	5,96	0,052	26,7
200,00	58	7,57	0,083	4,10	0,025	10,5
200,00	72	6,99	0,103	4,27	0,026	8,61
200,00	85	7,73	0,179	3,96	0,030	6,79
200,00	109	10,1	0,359	5,09	0,049	7,20
200,00	162	19,9	0,332	11,10	0,067	15,3
200,00	206	13,7	0,689	7,44	0,072	8,79

Tableau A.7 : Caractérisations chimiques des solutions d'exfiltration de la mini-cellule d'altération pour MAT-M2

Volume	*Temps*	*Ca*	*Fe*	*Mg*	*Mn*	*S*
(ml)	*(j)*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*	*mg/L*
100,00	0	154	0,257	44,9	6,32	189
200,00	18	64,5	0,082	10,2	0,277	77,1
200,00	44	39,8	0,045	8,63	0,083	55,2
200,00	58	33,2	0,022	6,87	0,067	34,9
200,00	72	26,4	0,024	5,88	0,051	26,4
200,00	85	18,1	0,082	4,75	0,041	17,7
200,00	109	17,2	0,124	5,99	0,054	16,9
200,00	162	29,6	0,27	13,70	0,070	28,9
200,00	206	17,6	0,46	7,81	0,047	16,5

A.3.2 Caractérisations chimiques du démantèlement.

Le tableau A.8 présente les analyses chimiques (ICP-AES) des solides initiaux et finaux des mini-cellules d'altération.

Tableau A.8 : Compositions chimiques initiales et post-démantèlement par ICP-AES des essais en mini-cellules d'altération

Élément	UQ-8		GRE-M1		LAR-M3		MAT-M1		MAT-M2	
	initial	final	initial	final	initial	final	initial	final	initial	final
	%		%		%		%		%	
C inorg	2,79	2,88	1,39	1,52	0,21	0,40	3,06	2,90	2,75	2,82
Ca	3,43	2,78	2,89	2,49	1,68	1,59	3,79	3,33	3,60	3,00
Fe	17,1	18,4	11,5	10,8	2,83	2,73	16,6	16,2	17,9	18,7
Mg	1,65	1,48	2,87	2,65	0,73	0,695	3,15	2,79	2,94	2,54
Mn	0,456	0,472	0,196	0,185	0,043	0,046	0,434	0,404	0,409	0,375
S_{total}	7,09	6,52	1,09	0,786	0,816	0,657	1,90	1,8	2,85	3,60
S_{SO4}	1,37	0,344	0,202	0,001	0,15	0,003	0,57	0,002	0,97	0,011
$S_{sulfure}$	5,72	6,176	0,89	0,785	0,666	0,654	1,33	1,798	1,88	3,589
Ca+Mg+Mn	5,54	4,732	5,96	5,325	2,45	2,331	7,37	6,524	6,95	5,92

A.3.3 Compositions minéralogiques du démantèlement.

Le tableau A.9 présente les analyses minéralogiques par DRX des solides initiaux et finaux des mini-cellules d'altération.

Tableau A.9 : Quantifications minéralogiques initiales et post-démantèlement par DRX des essais en mini-cellule d'altération

Minéral	*UQ-8*		*GRE-M1*		*LAR-M3*		*MAT-M1*		*MAT-M2*	
	initial	*final*	*initial*	*final*	*initial*	*final*	*initial*	*final*	*initial*	*final*
	%		%		%		%		%	
Quartz	18,0%	19,8%	29,4%	32,4%	56,0%	58,8%	37,8%	38,4%	36,9%	39,8%
Albite	21,9%	23,7%	14,1%	13,9%	18,3%	18,1%	7,1%	6,9%	6,3%	6,5%
Chlorite	6,8%	6,4%	17,6%	18,0%	6,7%	5,2%	13,4%	13,4%	11,8%	12,2%
Biotite	0,6%	0,2%								
Muscovite/illite	7,9%	6,3%	12,0%	13,6%	0,4%	0,4%				
Talc							1,8%	3,0%	1,9%	2,1%
Phlogopite mica							6,4%	5,7%	6,5%	5,1%
Paragonite			8,0%	7,3%	14,3%	14,5%				
Hornblende	7,0%	7,6%								
Épidote			9,2%	6,6%						
Amphibole										
Calcite	2,3%	0,6%	5,4%	3,8%	3,1%	1,9%	4,3%	3,9%	4,4%	3,6%
Ankérite	2,6%	2,6%	3,0%	2,7%			8,9%	8,1%	8,1%	7,2%
Dolomite	7,3%	7,2%								
Pyrite	11,8%	14,4%	1,2%	1,7%	1,2%	1,1%	2,3%	2,0%	5,4%	4,7%
Magnétite							6,5%	7,9%	8,2%	9,0%
Sidérite	10,9%	10,3%					11,6%	10,8%	10,3%	9,8%
Gypse	3,1%	1,0%								
Totaux	**100,2%**	**100,1%**	**99,9%**	**100,0%**	**100,0%**	**100,0%**	**100,1%**	**100,1%**	**99,8%**	**100,0%**