

BADJI MOKHTAR - ANNABA UNIVERSITY
UNIVERSITE BADJI MOKHTAR - ANNABA



جامعة باجي مختار - عنابة -

Faculté des Sciences de la Terre
Département des Mines

Laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement

THESE

Présentée en vue de l'obtention du diplôme de Doctorat en Mines

Option : Valorisation et gestion des ressources minérales

Revalorisation et désulfuration environnementale des rejets de traitement du minerai de zinc : cas de la mine de Chaabet El-Hamra – Setif (Algérie)

Présentée par : **BENABBES Lamia**

Devant le Jury :

Président :	IDRES Abdelaziz	Pr. Université Badji Mokhtar- Annaba
Rapporteur :	BOUNOUALA Mohamed	Pr. Université Badji Mokhtar- Annaba
Examineurs :	CHETTIBI Mohamed	Pr. Université Badji Mokhtar-Annaba
	DERAMCHI Karima	Pr. ENP EL- Harrach, Alger
	GHEID Abdelhak	Pr. Université M.C.M - Souk Ahras
	BOUKERROUI Abdelhamid	M.C.A Université Abderrahmane Mira-Béjaïa
Membre Invitée :	BABOU ABDELMALIK Chiraz	M.C.A Université de Tunis El-Manar

Année : 2019

Remerciements

Au terme de ce travail, je ne saurais exprimer toute ma satisfaction et ma gratitude à mon encadreur le Professeur **BOUNOUALA Mohamed** de l'Université Badji Mokhtar-Annaba, Département des Mines, pour m'avoir accueilli au sein de son Laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement (**LAVAMINE**) et confié ce sujet de thèse ainsi que ses précieux conseils et aides scientifiques, qu'il a bien voulu m'en prodiguer. J'ai pu tout au long de ce travail de recherche bénéficier de sa compétence également ses encouragements qui m'ont permis de mener à bien cette étude.

Je tiens aussi à remercier le professeur **IDRES Abdelaziz** de l'université Badji Mokhtar d'Annaba, Département des mines qui a bien voulu assister à ce travail et me faire l'honneur de présider le jury.

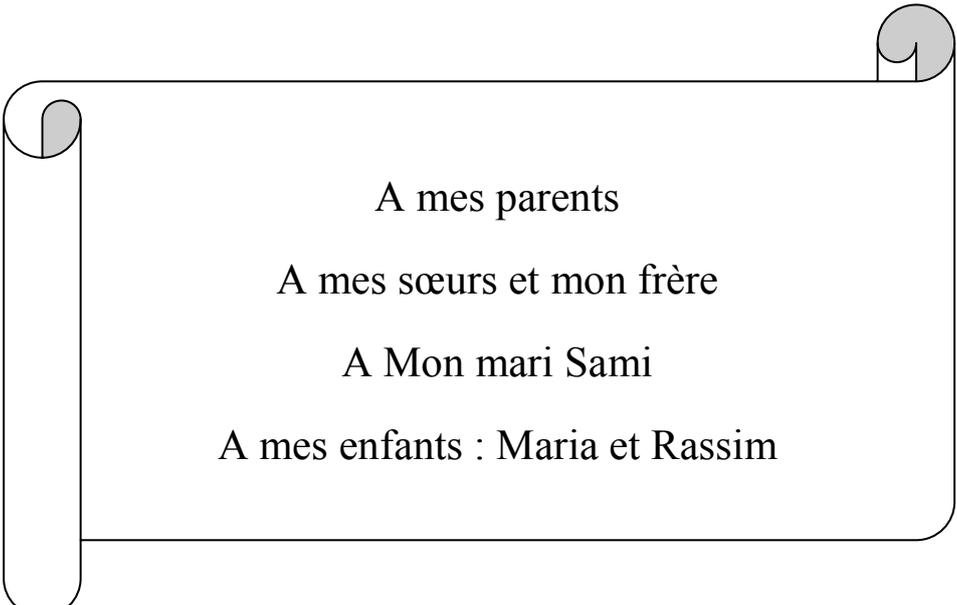
Mes vifs remerciements et reconnaissances aux membres de jury de soutenance d'avoir accepté l'examination de la présente thèse de doctorat en Mines Option : Valorisation et Gestion des Ressources Minérales,

- Professeur **CETTIBI Mohamed** de l'Université Badji Mokhtar-Annaba,
- Professeure **DERAMCHI Karima** de l'ENP EL- Harrach, Alger,
- Professeur **GHEID Abdalhak** de l'Université Cherif Messaïdia de Souk Ahras.
- Docteur **BOUKERROUI Hamid** de l'Université A.Mira de Béjaïa
- Docteur **BABOU ABDELMALIK, Chiraz** Membre invitée de l'université El- Manar. Tunis.

Un grand remerciement à toute l'équipe du Laboratoire de l'Université A. Mira de Béjaïa et du laboratoire d'analyse et caractérisation de l'entreprise ALZINC Ghazaouet.

Enfin, je remercie tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail et particulièrement les équipes de recherche du laboratoire de Valorisation des Ressources Minières et Environnement de l'université Badji Mokhtar-Annaba.

Dédicace



A mes parents

A mes sœurs et mon frère

A Mon mari Sami

A mes enfants : Maria et Rassim

BENABBES Lamia

Résumé

Les rejets miniers de la mine de Chaabet El Hamra contiennent des sulfures tels que la pyrite (FeS_2), la galène (PbS), la chalcopirite (CuFeS_2) ce qui présentent un danger pour l'environnement. Les minéraux sulfurés sous l'effet de l'oxygène et en présence d'eau génèrent un phénomène de drainage minier acide (DMA). Pour se faire, des échantillons prélevés dans le site des rejets miniers sulfurés de la mine de Chaabet El Hamra puis soumis à des analyses chimiques ; une teneur moyenne en soufre qui titre 9%. Les analyses par diffractomètre à rayons X confirment la présence d'une inclusion considérable de pyrite contenant des minéraux secondaires de blende et de galène. Pour contrer le problème de drainage minier acide, des essais ont été orientés vers un procédé de désulfuration environnementale, par flottation de la fraction riche en pyrite à dépression de la matrice minéralogique pauvre en soufre contenant des métaux lourds de zinc et de plomb. Les résultats ainsi obtenus par flottation sont notables en récupération de soufre de pyrite contre des rejets contenant une proportion considérable en métaux lourds, en particulier le minéral de blende (ZnS). Par ailleurs on préconise le recouvrement de la fraction riche en pyrite avec des matériaux de calcaire pour neutraliser le potentiel acide. Les rejets miniers pauvres en soufre doivent être aussi recyclés pour d'une part la récupération du zinc et d'autre part de réduire la teneur en métaux lourds (ETM) afin d'éviter toute contamination de l'eau et du sol.

Mots clés : *Rejets miniers, Minerais sulfurés, DMA, Caractérisation, Désulfuration environnementale, Flottation, Environnement.*

Abstract

The mining waste from the Chaabet El Hamra mine contains sulfides such as pyrite (FeS_2), galena (PbS) and chalcopyrite (CuFeS_2) Which pose a threat to the environment. Sulphide minerals under the effect of oxygen and in the presence of water cause a phenomenon of acid mine drainage. Samples taken at the site of the sulphide mine waste at the Chaabet El Hamra mine and subsequently subjected to chemical analyzes offered an average sulfur content of 9%. X-ray diffractometer analyzes confirm the presence of a considerable inclusion of pyrite containing secondary minerals of sphalerite, and galena. To do this, the tests were directed to an environmental desulphurization process by flotation of the pyrite-rich fraction with depression of the low sulfur mineralogical matrix containing heavy metals of zinc and lead. The results also obtained by flotation are notable in recovery of pyrite sulfur against wastes containing a considerable proportion of heavy metals, in particular the mineral of blende (ZnS). In addition, it is recommended to recover the pyrite-rich fraction with limestone materials to neutralize the acid potential. Sulfur-poor mine wastes must also be recycled to recover zinc and to reduce the heavy metal content (MTE) to prevent contamination of water and soil.

Keywords: *Mining waste, Sulphide ores, AMD, Characterization, Environmental desulfurization, flotation, Environment.*

ملخص

تحتوي النفايات المنجمية لشعبة الحمرا على الكبريتيدات مثل البايريت، الجلينا والكلوبيريت والتي تشكل خطرا على البيئة. المعادن الكبريتية تحت تأثير الأوكسجين وفي وجود الماء ، تسبب ظاهرة التصريف المنجمي الحمضي. وللقيام بذلك، أخذت عينات من موقع النفايات المنجمية الكبريتية من منجم شعبة الحمرا ثم خضعت لتحليلات كيميائية ؛ يبلغ متوسط محتوى الكبريت 9%. تحاليل أجهزة تحليل الأشعة السينية تؤكد وجود قدر كبير من إدراج البايريت والمحتوي على معادن ثانوية من الجلينا و البلاندا. ولمواجهة مشكلة التصريف المنجمي الحمضي ، تم توجيه الاختبارات نحو عملية إزالة الكبريت البيئية ، عن طريق تعويم الجزء الغني بالبايريت و اخفاض المصفوفة المعدنية الفقيرة من الكبريت التي تحتوي على المعادن الثقيلة من الزنك والرصاص. النتائج التي تم الحصول عليها عن طريق التعويم هي ملحوظة لاستعادة الكبريت البايريت ضد التصريفات التي تحتوي على نسبة كبيرة من المعادن الثقيلة ، ولا سيما المعدنية من البلاندا. علاوة على ذلك ، يوصى بتغليف الجزء الغني من البايريت بمواد الحجر الجيري لتحديد إمكانية الحمض. يجب إعادة تدوير المخلفات الفقيرة للكبريت لاستعادة الزنك وتقليل نسبة المعادن الثقيلة لمنع تلوث المياه والتربة.

الكلمات المفتاحية: التفرغ المنجمي ، خامات الكبريتيد ، التصريف المنجمي الحمضي، التوصيف ، التخلص من الكبريت البيئي ، التطفيف ، البيئة.

Glossaire

Concentré : produit obtenu à la sortie d'un procédé minéralurgique comportant la portion enrichie (minéraux de valeur).

Degré de libération : pourcentage d'un minéral donné présent en tant que particule libre dans un mélange.

Désulfuration environnementale : nouvelle option qui s'offre pour réduire les impacts potentiels sur l'environnement qui consiste à retirer des rejets miniers et les minéraux responsables de l'acidification des eaux de percolation. Les minéraux ciblés sont essentiellement les sulfures métalliques.

Échantillon représentatif : un échantillon dont le contenu possède les mêmes caractéristiques que le système à partir duquel il est extrait

Échantillonnage : C'est la sélection d'une partie d'un tout. il est utilisé pour décrire les processus impliqués dans la recherche d'un nombre raisonnable de matériels qui est représentatif de l'ensemble.

Enrichissement : La concentration ou l'enrichissement c'est le traitement des minéraux ayant pour objet d'améliorer sa teneur avant les opérations métallurgiques.

Environnement : Recouvre l'ensemble des éléments (biotiques ou abiotiques) qui entourent une espèce et qui lui permettent de vivre. Notre environnement, c'est notre support de vie et toutes ses composantes : l'air, l'eau, l'atmosphère, les roches, les végétaux, les animaux...

Flottation : procédé minéralurgique qui exploite l'affinité des surfaces hydrophobes (naturelles ou stimulées) des particules pour les bulles d'air afin d'effectuer une séparation.

Granulométrie : mesure des dimensions des grains d'un mélange dont le résultat est présenté sous forme de répartition statistique (distribution).

Lixiviation : Dans les opérations minières, l'utilisation de cyanure dissous dans l'eau, ou autre produit chimique, qui est déversé sur du minerai finement écrasé pour dissoudre et extraire le métal désiré.

Minerai zinc : Le minerai qui est le plus utilisé est à base de sulfure de zinc appelé sphalérite (ZnS).

Minéralogie : branche de la géologie qui traite des minéraux, de leurs propriétés chimiques et physiques ainsi que de leur identification.

Minéralurgie : ensemble des procédés par lesquels un minerai brut extrait d'une mine est séparé afin de le débarrasser des minéraux indésirables dont la valeur est négligeable.

Pulpe : mélange solides/liquide dont la principale caractéristique est le pourcentage de solides qu'il contient.

Rejet : produit obtenu à la sortie d'un procédé minéralurgique comportant la portion appauvrie

Rejets sulfurés : l'issus d'un traitement de minerai contiennent fréquemment des teneurs significatives en éléments accompagnateurs ou en minéraux secondaires tels que les sulfures de fer (la pyrite, etc.) et leurs produits d'oxydation.

Soufre : est l'élément chimique de symbole S est un non-métal multivalent abondant, insipide, et insoluble dans l'eau connu sous la forme de cristaux jaunes et se trouve dans beaucoup de minéraux (sulfure et sulfate).

Tamisage : opération visant à séparer un ensemble de particules en fonction de leur taille à l'aide d'un tamis.

Traitement : ensemble des opérations que l'on fait subir aux matières premières

Pyrite : est une espèce minérale composée de disulfure de fer (FeS₂)

Abréviations et sigles utilisés

% : Pourcentage

AFNOR : Association française de normalisation

AXK: Amylxsanthate de potassium

BHD : Procédé de boues à haute densité

CEBC : couvertures à effets de barrières capillaires

DMA : drainage minier acide

DRX : Diffraction des rayons X

ETM : éléments de traces métalliques

g : Gramme

h : Heure

HCl : Acide chlorhydrique

kg : Kilogramme

PA : Potentiel de production d'acide

pH : potentiel d'hydrogène

PN : potentiel de neutralisation

PNN : potentiel net de neutralisation

SAA : Spectrométrie d'Absorption Atomique

T : Température (°C)

t : Temps (s)

tr/min (ou rpm): tours par minute

V : Volume (m³)

θ : Angle (°)/ (rad)

µm : Micromètre

TABLE DES MATIERES

Remerciements	i
Dédicace	ii
Résumé	iii
Abstract	iv
ملخص	v
Glossaire	vi
Abréviations et sigles utilisés	viii
Table des matières	ix
Liste des tableaux	xvi
Liste des figures	xvii
Introduction générale	1
Chapitre I. Appréciation des conditions géologiques et minières de la mine de Chaabet El-Hamra / Setif	4
I.1. Introduction	5
I.2. Localisation géographique du gisement de Chaabet El-Hamra	5
I.3. Historique de la mine de Chaabet El-Hamra	5
I.4. Condition géologiques du gisement de Chaabet El-Hamra	6
I.4.1. Contexte géologique régional	6
I.4.2. Stratigraphie des monts du Hodna	6
I.5. Pétrographie et Minéralogie du gisement	9
I.6. Caractère de minéralisation du gisement	11

I.7. Hydrogéologie	13
I.7.1. Stratigraphie du gisement	14
a/ Hauterivien inférieur (n_3^1)	14
b/ Hauterivien supérieur (n_3^2)	14
a/ Barrémien inférieur (n_4^1)	15
b/ Barrémien supérieur (n_4^2)	15
I.7.2. Structure du gisement	16
I.7.3. Tectonique du gisement	16
a/ Le Bloc Est	17
b/ Le bloc central	17
c /Le bloc Ouet	17
I.8. Méthode d'exploitation de la mine souterraine de Chaabet El Hamra	18
I.8.1 Cas des blocs inférieurs à 5 m d'épaisseur : Méthode des chambres et piliers abandonnés	18
I.8.1.1 Avantages et inconvénients de la méthode de l'exploitation	19
1.8.2. Cas des blocs d'épaisseur supérieure à 5m	20
I.9. Conclusion	21
Chapitre II. Préparation et enrichissement du minerai sulfuré de zinc à gangue carbonatée : cas de la mine de Chaabet El-Hamra-Setif	22
II.1 Introduction	23
II.2. Présentation de la laverie de Kherzet Youcef	23
II.3. Préparation mécanique	23
II.3.1. Section Concassage	24
II.3.1.1. Concassage primaire (obtention de la classe 0-40mm)	24

II.3.1. 2 Concassage secondaire	25
II.3.1. 3. Crible vibrant	25
II.3. 2. Section broyage	26
II.3.2.1. Classificateur mécanique à vis	27
II.4. Concentration du minerai par flottation du blende (ZnS)	29
II.4.1 Machine de flottation	29
II.4.2. Essais de flottation	30
II.4.3. Préparation de l'échantillon	30
II.4.4. Influence de la quantité du collecteur AXK	30
II.4.5. Influence de la quantité de l'activant CuSO ₄	31
II.4.6. Flottation Dégrossissage	32
II.5. Conclusion	35
Chapitre III. Problèmes environnementaux liés aux sites d'entreposage des résidus miniers	36
III.1. Introduction	37
III.2. Le drainage minier acide (DMA)	38
III.3. Oxydation des minerais sulfures et les rejets miniers acides	38
III.4. Mécanisme de formation des DMA	39
III.5. Le drainage d'acide minier et la lixiviation des contaminants	43
III.6. Impacts des bassins de décantation des résidus de la lixiviation en tas et des installations de stockage de lixiviat	45
III.7. Conclusion	45
Chapitre IV. Caractérisation physico-chimique des rejets de Chaabet El-Hamra	47
IV.1. Introduction	48

IV .2. Prélèvement et échantillonnage	48
_ Cas A : Echantillonnage aléatoire simple	49
_ Cas B : Echantillonnage stratifié	51
_ Cas C : Echantillonnage systématique	51
IV .3. Analyse granulométrique et mesures physico-chimiques	52
IV .3.1. Matériels et méthode	52
IV.3.2 Résultats et interprétations	53
a) Analyse granulométrique	53
IV .4. Caractérisation des rejets miniers par diffraction des rayons X	54
IV .4.1. Matériel	56
IV.4.2. Résultats et interprétations	56
IV .5. Composition chimique des rejets	59
IV.5.1. Matériels et méthodes	59
IV .5.2. Résultats et interprétations	59
IV.6. Conclusion	63
Chapitre V. Test de desulfuration environnemental par flottation	64
V.1. Introduction	65
V.2. La désulfuration environnemental et son application industrielle	65
V.3. Principe de la flottation	66
V.4. Machines de flottation	67
V.4.1 Flottation en cellule	67
V.4.2. Flottation en colonne	69

V.5. Réactifs de flottation	70
V.5.1 Moussants	71
V.5.2 Collecteurs ou surfactants	72
V.5.3 Agents modificateur de pH	73
V.5.4 Activants et dépresseurs	73
V.6. Étapes de la séparation par flottation	73
V.6.1 Hydrophobicité de surface	75
V.6.2 Thermodynamique de flottation	76
V.6.2.2 Thermodynamique de liaison du mouillage à l'eau	76
V.7. Flottation du minerai sulfuré de zinc et de pyrite à gangue carbonatée	78
V.8. Détermination du potentiel générateur d'acide (PA)	80
V.9. Détermination du potentiel de neutralisation (PN)	80
V.9.1. Calcul et expression des résultats	80
V.10. Tests de désulfuration par flottation	83
V.10.1. Matériels et méthodes	83
V.10.2. Résultats et discussions	85
V.11. Utilisation de rejets désulfurés dans les recouvrements	87
V.11.1. Recouvrements étanches et contrôle des infiltrations d'eau	88
V.11.1.1. Couverture à effet de barrière capillaire (CEBC)	91
V.11.1.2. Remblayage	91
V.11.1.3. Barrières à l'oxygène	91
V.11.2. Processus de neutralisation dans les rejets miniers	92
V.11.2.1. Traitement en bassin de sédimentation	94

V.11.2.2. Traitement conventionnel	96
V.11.2.3. Procédé de boues à haute densité (BHD)	97
V.12. Conclusion	98
Conclusion générale et perspectives	99
Références et bibliographiques	101

LISTE DES TABLEAUX

Tableau 1. Composition chimique moyenne du minerai étudié	10
Tableau 2. Distribution des teneurs en Zinc, Soufre et Plomb dans les corps minéralisés	11
Tableau 3. Résultat de répartition granulométrique des rejets de traitement de minerai Zinc	53
Tableau 4. Composition minéralogique des classes granulométriques de la digue de Chaabet-El-Hamra (Sétif)	57
Tableau 5. Composition minéralogique de la digue de Chaabet-El-Hamra (Sétif)	58
Tableau 6. Teneurs moyennes en ETM des échantillons analysées par la chimie classique	60
Tableau 7. Teneurs moyennes en ETM des échantillons analysés par spectrométrie d'absorption Atomique	60
Tableau 8. Analyses chimiques des rejets miniers de Chaabet El Hamra	61
Tableau 9. Exigences au point de rejet de l'effluent final	62
Tableau 10. Teneurs en CO ₂ et en S total des échantillons des rejets	62

LISTE DES FIGURES

Figure 1. Modèle proposé de fonctionnement et de gestion des rejets miniers de la mine de Chaabet El Hamra	3
Figure 2. Situation géographique de la mine de Chaabet El-Hamra	6
Figure 3. Carte géologique de la mine de Chaabet El-Hamra	7
Figure 4. La minéralisation du gisement (faisceau supérieur et inférieur)	12
Figure 5. Coupe hydrogéologique Profil 0 - Profil 30	13
Figure 6. Méthode d'exploitation par chambres et piliers	19
Figure 7. Méthode d'exploitation par traçage et dépilage	20
Figure 8. Concasseur à mâchoire à simple effet	24
Figure 9. Concasseur à cône	25
Figure 10. Crible vibrant	26
Figure 11. Broyeur à boulet	26
Figure 12. Classificateur à vis	27
Figure 13. Section de la préparation mécanique	28
Figure 14. Cellule de flottation type Denver	30
Figure 15. Schéma de flottation de la blende à dépression de la gangue	31
Figure 16. Filtration de concentré de flottation de blende ZnS	34
Figure 17. Schéma de traitement par flottation d'un minerai de blende à gangue sulfurée et carbonatée	35
Figure 18. Schéma général du fonctionnement des mines et leur impact sur les eaux souterraines et les eaux superficielles	38
Figure 19. Exemple schématique du processus de formation du DMA sur la digue à résidus miniers de Chaabet El Hamra	39

Figure 20. Digue de la mine de Chaabet El Hamra	43
Figure 21. . Formation de drainage minier acide de la mine de Chaabet El Hamra	44
Figure 22. Quelques plans d'échantillonnage classiques (les points de prélèvement sont en grisé)	50
Figure 23. Courbe de la répartition granulométriques des rejets miniers sulfurés de la digue de Chaabet-El-Hamra	53
Figure 24. Dispositif expérimental de la diffraction X	55
Figure 25. Composition minéralogique des rejets miniers de la fraction inférieure 0.45mm	57
Figure 26. Gestion intégrée des rejets de traitement par désulfuration environnementale	65
Figure 27. Schéma illustrant le principe à la base de la désulfuration environnementale d'un rejet de traitement	66
Figure 28. Schéma de La cellule de flottation	68
Figure 29. Parties de fonctionnement de la cellule de flottation	69
Figure 30. Schéma d'une colonne de flottation	70
Figure 31. Interaction eau-bulle de gaz et agent moussant	72
Figure 32. Schéma des principales interactions pendant la flottation minérale	74
Figure 33. Probabilité de collection et taille des particules	75
Figure 34. Probabilité de collection vs taille particules	75
Figure 35. Probabilité de collision vs hydrophobicité	76
Figure 36. Angle de contact pour un système solide – liquide – gaz	77
Figure 37. Schéma de flottation blende	78
Figure 38. Photographie des minéraux observés au microscope métallographique (section polies)	79
Figure 39. Schémas illustrant les deux critères de classification environnementale de rejets de traitement en matière de génération d'acide	82
Figure 40. Diagramme de traitement et de gestion des rejets miniers sulfurés	84

Figure 41. Effet de la consommation H_2SO_4 sur la récupération de la pyrite sulfurique	85
Figure 42. Teneur de Fe, S dans le concentré selon différente consommation de collecteur (Amylaxanthate de potassium)	86
Figure 43. Modèle de schéma technologique de fonctionnement des mines	87
Figure 44: Les cinq principales composantes d'un système de recouvrement	89
Figure 45: cycle hydrologique proposé à la digue d'entreposage de résidus miniers Chaabet El Hamra (recouvrement monocouche)	92
Figure 46. Etapes générales du traitement des acides	94
Figure 47. Bassin de sédimentation avec chaulage	95
Figure 48. Traitement conventionnel de DMA	96
Figure 49. Procédé avec boues à haute densité	97

Introduction générale

L'exploitation des mines et le traitement des minerais génèrent des volumes considérables de divers types de rejets qui, malheureusement, ne sont pas gérés de façon rationnelle et sécuritaire afin de protéger l'environnement. la société a mis en service des concentrateurs qui utilisent la flottation afin d'enrichir ces minerais en minéraux valorisables tels que la malachite, la chalcoppyrite, la bornite, la brochantite, la carrollite, la chalcosine, la covelline et la sphalérite. Ces opérations ont généré d'énormes quantités de rejets acheminée sous forme de pulpe vers des bassins artificiels pour la décantation des eaux. Le remplissage progressif de ces bassins a donné lieu à des stocks de rejets solides (digue). Ces rejets étaient stockés en surface dans l'espoir d'une éventuelle récupération future des métaux contenus dans le minerai .

Le présent travail concerne la digue de Chaabet-El-Hamra où on stocke les rejets miniers produits par flottation différentielle de minerais zincifères à dépression de la pyrite. Ils contiennent de nombreux éléments traces métalliques (arsenic, cuivre, cadmium, indium, germanium, gallium, plomb, zinc, etc.) sous forme de sulfures, associés à la pyrite non flottée lors du traitement de séparation des minéraux. Les éléments valorisables sont à des teneurs d'environ 0,5 % Cu et 2 à 3 % Zn qui peuvent être revalorisés par des technologies minéralogiques. Sur le plan environnemental, l'impact le plus important de ces résidus miniers est la mobilité des éléments traces métalliques (ETM) qui présentent un risque important pour le milieu environnant (Concas, et al., 2005 ; Raj et Anil, 2000).

Tous ces rejets étaient placés sans aucune stabilisation dans des aires de stockage situées en surface. L'instabilité physique et chimique a un impact négatif sur les milieux environnants les plus proches (rivières naturelles, sols sous- jacents, nappes souterraines, etc.) par la migration et la dispersion d'ETM tels que l'arsenic, le cadmium, le cobalt, le cuivre, le plomb, le zinc. Dans le cas de Chaabet-El-Hamra, il a été démontré par des tests de lixiviation menée en 2007 que les ETM ne sont pas chimiquement stables et qu'un relargage de ces polluants est possible quel que soit le pH (Kitobo, et al., 2007).

En principe, les rejets oxydés sont moins dangereux pour l'environnement que les rejets sulfurés. Les premiers proviennent de minerais extraits près de la surface et

sont souvent stables chimiquement au contact de l'air et de l'eau. Par contre, les minerais sulfurés sont extraits de mines souterraines.

Leur extraction de la mine où ils étaient dans un milieu anaérobique stable vers la surface, a un impact non négligeable si aucune précaution n'est prise pour empêcher leur oxydation au contact de l'air et de l'eau. Cette oxydation entraîne en effet le déclenchement de réactions responsables du drainage minier acide (DMA) qui génère des solutions acides et oxydantes, chargées en cations métalliques (dont le fer ferrique) et en anions (tels que sulfates et arsénates) (Raj et Anil, 2000 ; Benzaazoua et Kongolo, 2002 ; Benzaazoua et al., 2003). Ce drainage acide mobilise des sulfates et oxydes métalliques avec comme conséquence la dispersion des ETM dans l'environnement.

Il y a possibilité de DMA dans la digue de Chaabet El Hamra suite à la présence de la pyrite et de certains sulfures résiduels. Des études ont démontré qu'il y avait neutralisation du DMA par les dolomites présentes dans les rejets. Il est observé sur le terrain que cette neutralisation des eaux acides contribue au durcissement des eaux de la nappe.

Un autre problème lié à l'instabilité physique pendant la saison des pluies est l'érosion par les eaux de ruissellement qui contribuent à la pollution des eaux des rivières naturelles par les particules solides entraînées. Pendant la saison sèche, l'érosion éolienne provoque l'envolement de fines particules de la digue vers les sols d'agriculture paysanne et parfois même vers des zones habitées, exposant ainsi la population aux risques d'inhalation de métaux lourds toxiques (arsenic, cadmium, plomb...)

Pour résoudre ce problème environnemental, nous avons mené une étude dans le but de définir un procédé de traitement industriel de ces rejets qui répondrait aux exigences de la protection de l'environnement et qui créerait de l'emploi par la revalorisation et la gestion des rejets miniers.

Ainsi et dans le cadre de la préparation de cette thèse de doctorat en valorisation et gestion des ressources minérales, cinq chapitres sont ainsi développés sur une possibilité de gestion et revalorisation des rejets miniers sulfurés issus de la mine souterraine de Chaabet El Hamra / Sétif selon un diagramme proposé dans la figure1

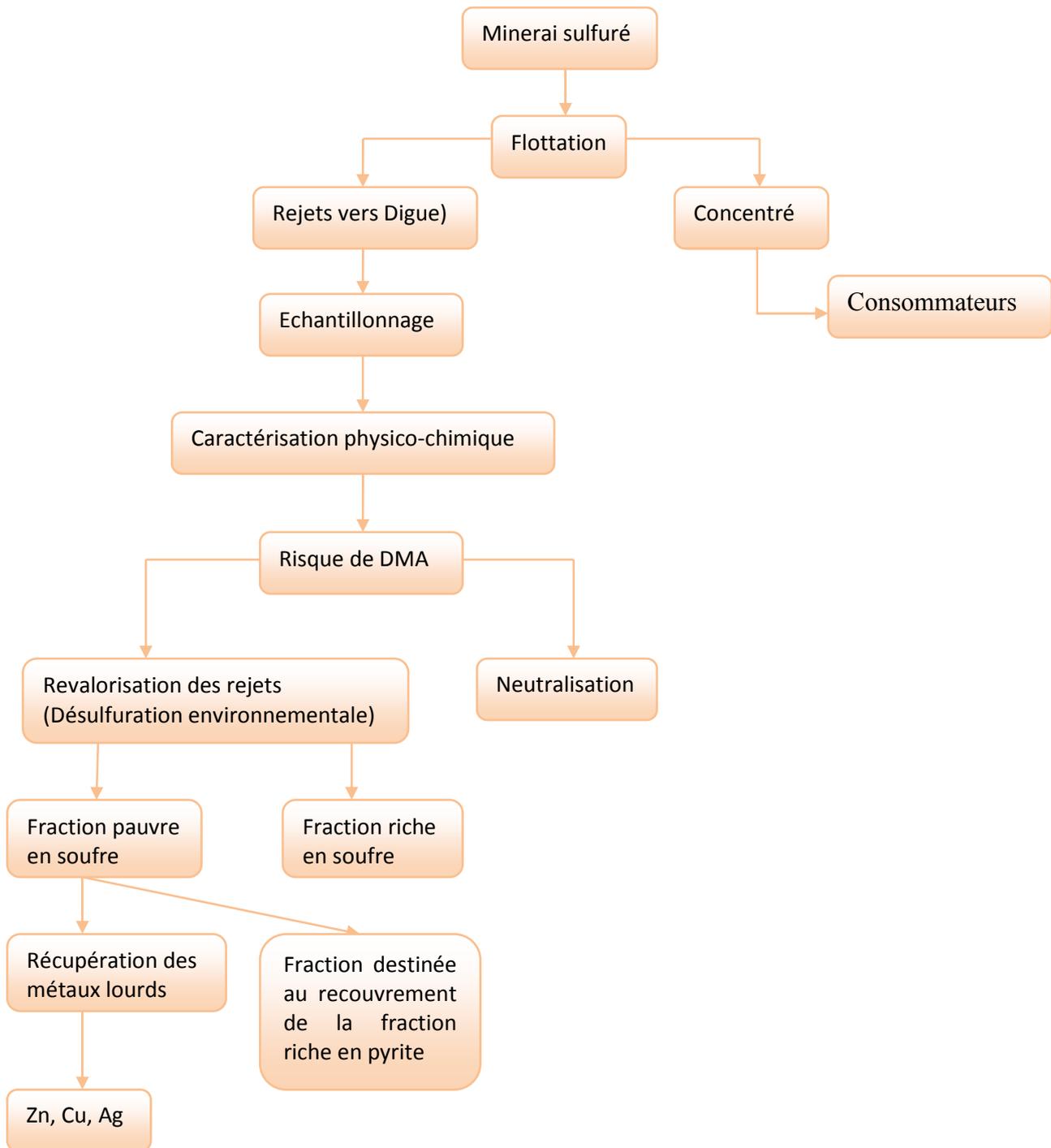


Figure 1. Modèle proposé de fonctionnement et de gestion des rejets miniers de la mine de Chaabet El Hamra.

Chapitre I. Appréciation des conditions géologiques et minières de la mine de Chaabet El-Hamra / Setif

- I.1. Introduction
- I.2. Localisation géographique du gisement de Chaabet El-Hamra
- I.3. Historique de la mine de Chaabet El-Hamra
- I.4. Condition géologiques du gisement de Chaabet El-Hamra
- I.5. Pétrographie et Minéralogie du gisement
- I.6. Caractère de minéralisation du gisement
- I.7. Hydrogéologie
- I.8. Méthode d'exploitation de la mine souterraine de Chaabet El Hamra
- I.9. Conclusion

I.1. Introduction

Le gisement de Chaabet El-Hamra est connu depuis longtemps, il a fait l'objet d'exploitation des affleurements de calamines de 1910 à 1920 et de 1936 à 1941. Beaucoup plus tard, les travaux d'exploitation par forages ont été entrepris afin d'établir l'extension des zones connues.

Après la nationalisation des mines en 1966, le gisement de chaabet El-Hamra a été l'objet de premiers travaux d'évaluation par sondages à maille régulière de 50×100 et de 100×100m, de 1989 à 1991.

I.2. Localisation géographique du gisement de Chaabet El-Hamra

Le gisement de Chaabet El-Hamra est situé à vol d'oiseau, à environ 250km au Sud-Est d'Alger et à 50 km au Sud de Sétif, dans la région de Chouf-Bouarket à 4,5km d'Ain-Azel et à 12km au Sud-Est du complexe minier de Kherzet Youssef. Ses coordonnées géographiques approximatives sont : 35°45'N et 5°30'E l'altitude du site varie de 950 à 1200 mètres.

Le climat de la région est semi-aride, froid en hiver et chaud en été. Les précipitation annuelles moyennes sont de 322 mm et dépassent rarement les 500 mm. La température moyenne annuelle est de 15°C.

I.3. Historique de la mine de Chaabet El-Hamra

En 1991 et suite au coup d'eau survenu le 02 juin 1990 à la mine de kherzet Youssef et qui a mis fin à l'exploitation du gisement, l'ENOF a élaboré un premier dossier de recherche détaillée par ouvrages miniers sur le gisement de chaabet El-Hamra. Les travaux miniers ont démarré en janvier 1992 et les ouvrages d'accès ont été achevés en avril 1994.

La mine de Chaabet El-Hamra a démarré l'extraction du tout-venant en avril 1994 tout en continuant à réaliser des travaux de recherche au fond pour préciser les réserves géologiques et les conditions hydrogéologiques.

Les résultats financiers de la mine ont été toujours déficitaires, ce qui a poussé l'ENOF à engager périodiquement des analyses et évaluation technico-économiques.

I.4. Condition géologiques du gisement de chaabet El-Hamra

I.4.1. Contexte géologique régional

Le gisement de Chaabet El-Hamra, fait partie du (district métallogénique) à Pb-Zn des monts du hodna qui renferme d'importantes minéralisation en Pb-Zn localisées dans la région d'Ain Azel. Le gisement de chaabet El-Hamra appartient aux blocs d'Ain Mlila, qui comprend trois structures de soulèvement en forme de Horst-Anticlinaux. Le gisement est associé au Horst de Rahbat. (figure 2).

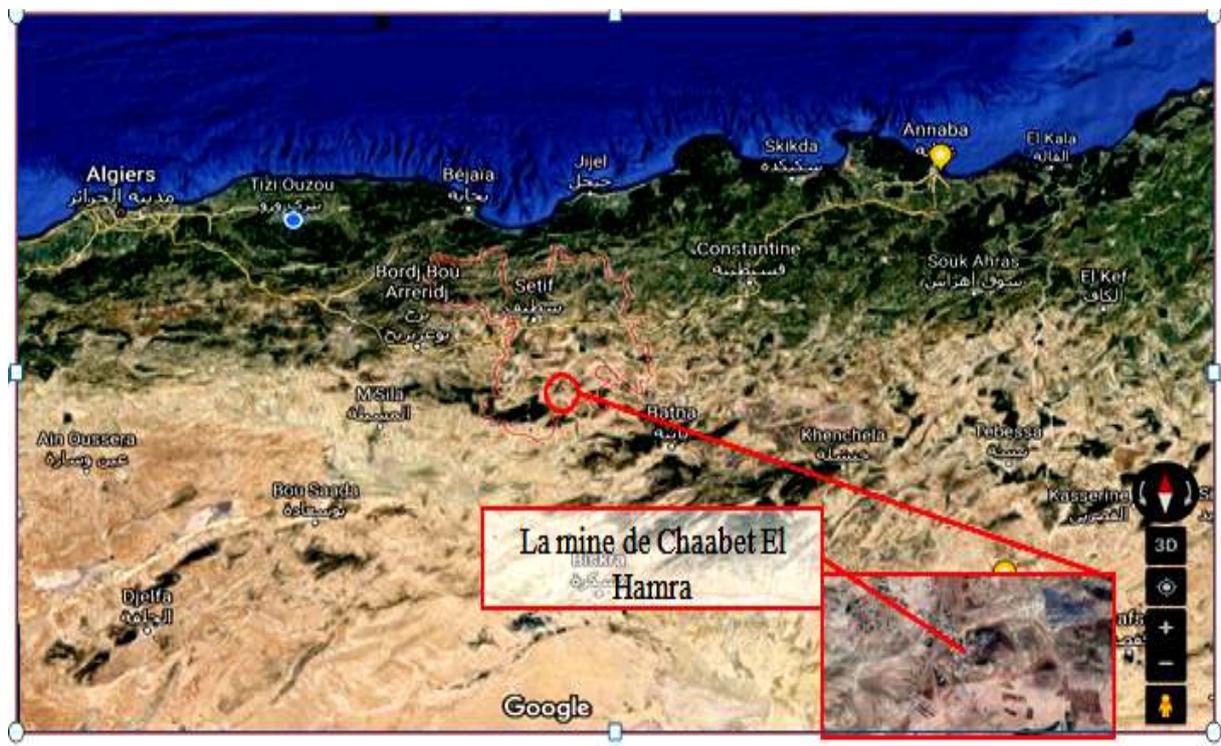


Figure 2. Situation géographique de la mine de Chaabet El-Hamra

I.4.2. Stratigraphie des monts du Hodna

La stratigraphie du massif de Hodna se caractérise par des séries sédimentaires définies du trias au quaternaire (Guiraud, 1990) (figure 3)

- Le trias : il se rencontre sous forme de pointements dans la zones les plus tectonisées. Il est composé de masses d'argiles bariolées accompagnées d'un chaos de roches : brèches dolomitiques, cargneules, amas de gypse, brèches de schistes micacées, avec parfois des fragments de cristallin et de roches vertes. Des lambeaux calcaro-dolomitiques bien stratifiés, attribués à la base du lias (Rhétien ou Hettangien) sont fréquemment emballés dans le trias.

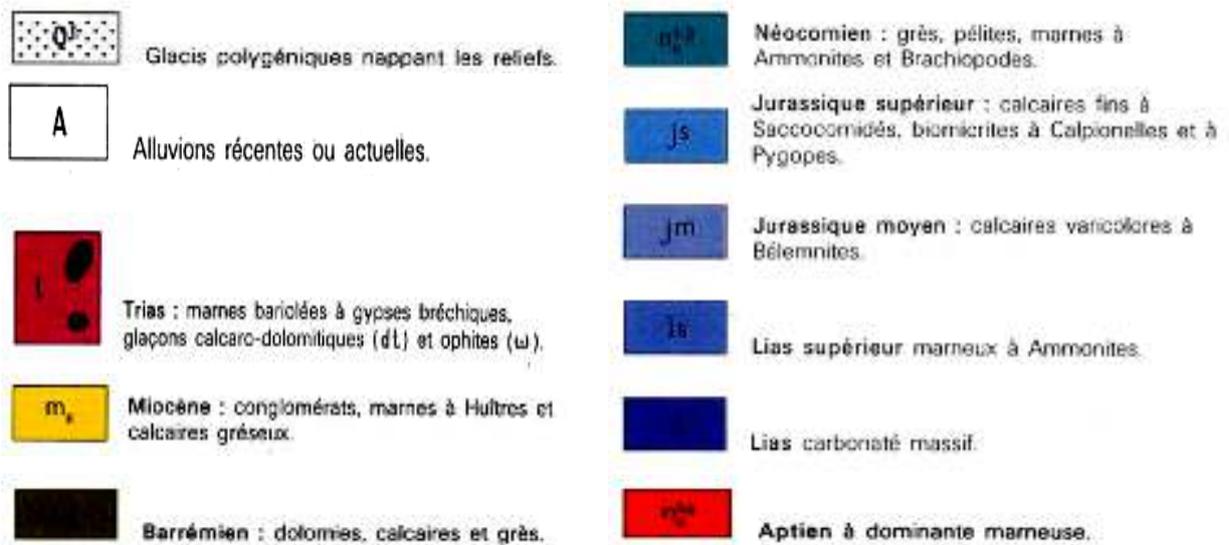
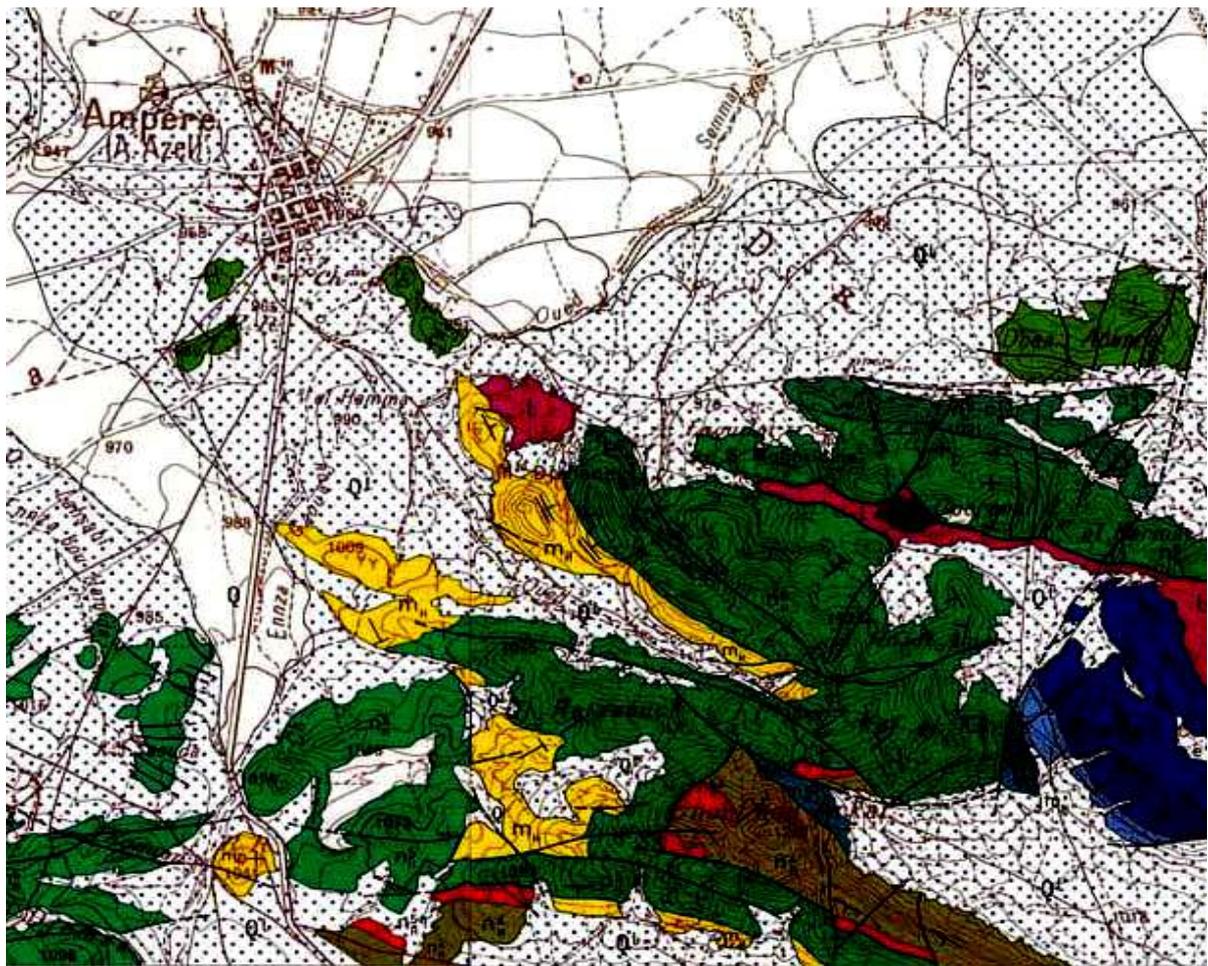


Figure 3. Carte géologique de la mine de Chaabet El-Hamra (Ain Azel 1/50.000) (Sonatrach, 1977).

- **Le Jurassique** : il affleure sur des surfaces importantes à l'Est d'Ain Azel. Il comprend le Jurassique inférieur-moyen (Lias-Dogger) et le Jurassique supérieur. Le Lias-Dogger constitue l'ossature calcaro-dolomitique de plusieurs chaînes des Monts du Hodna. Le Jurassique supérieur est constitué de trois groupes : (1) un groupe grés-argileux, très réduit dans les Monts du Hodna, (2) un groupe marno-calcaire peu fossilifère et (3) un groupe carbonaté supérieur, très riche en fossiles, qui correspond au Portlandien et comprendrait une partie du Crétacé inférieur (Berriasien).
- **Le Crétacé inférieur** qui affleure largement dans la région. Il comprend, de la base vers le sommet : (1) une formation marno-silto-gréseuse, d'âge Berriasien supérieur et Valanginien ; (2) une formation dolomitico-gréseuse d'âge Hauterivien ; (3) une formation argilo-calcaro-gréseuse d'âge Aptien inférieur ; (4) une formation calcaro-marneuse à Orbitolines d'âge Aptien ; et (5) une formation calcaro-marno-gréseuse d'âge Albien.
- **Le Crétacé supérieur** qui est constitué de la succession lithostratigraphique suivante : (1) des marnes et des marno-calcaires du Cénomaniens inférieur et moyen, qui se termine par des couches très fossilifères ; (2) des calcaires et dolomies du Cénomaniens supérieur et du Turonien basal, à la base et au sommet desquels s'observent des couches à silex ; (3) des marnes et marno-calcaires à *Globotruncana helvetica* (Turonien inférieur à moyen) ; (4) des marnes à Rudistes du Turonien supérieur ; (5) des marnes et marno-calcaires à Laffittéines du Maestrichtien.
- L'Eocène est représenté par des faciès calcaires ou marno-calcaires à silex se terminant par des séries lagunaires ou parfois continentales (argilites rouges et poudinques).
- Le Miocène représenté le plus souvent de formations continentales et lagunaires, est composé de conglomérats, grès, marnes et argiles rouges.
- Le Pliocène généralement concordant sur le Miocène, est constitué de formations détritiques, marneuses et conglomératiques.
- Le Quaternaire est composé de formations continentales peu épaisses.

I.5. Pétrographie et Minéralogie du gisement

Afin d'accéder au minerai il a été creusé une cheminée de (3,00 x 2,2) m² de section dont les coordonnées sont:

- x: 200 183 40
- y: 755 504 50

La roche est représentée par la dolomie à grains moyens de couleur grise à gris noirâtre massive largement poreuse, la couleur noire est due à la présence de bitumes et d'argiles.

La composition minéralogique des corps minéralisés du gisement de Chaâbet El Hamra est relativement simple, La minéralisation représentée par des sulfures. Le minerai est de type disséminé, Les principaux minéraux métallogènes sont la sphalérite, la pyrite, la marcassite. Les minéraux secondaires sont la galène, l'hématite, la withrite et la baryte. Les minéraux de gangue sont la dolomie, la calcite, plus rarement du quartz et du gypse. Dans la zone d'oxydation on trouve la smithsonite, La cérusite, la limonite, l'hydrogéoéthite.

Ces minéraux qui généralement se présentent en filonet, ou d'amas et parfois en fines couches de l'ordre de 4 à 5 m. Les principales minéralisations incluses dans le minerai du gisement de Chaâbet El Hamra sont:

La Sphalérite

Elle se présente en général sous forme d'agrégats monocristallins, de dimension 10 mm ou en cristaux élastiques isolés de dimension de 0,08 à 0,3mm. Elle est liée à la présence de pyrite, de la marcassite et de la dolomie secondaire

La pyrite

- En grains fins xonomorphes, disséminés dans la dolomie ;
- En agrégats (0,3 à 0,5mm) ;
- En filonnets (de 10 à 15 cm) de longueur.

La pyrite de la première génération se présente sous forme de cristaux disséminés dans la gangue de la dolomie (0,05mm).

La pyrite de la deuxième génération se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis. Les cristaux sont subautomorphe (de 0,3 à 1,2 mm). On rencontre aussi

La Marcasite

Elle se présente ses forme d'agrégats cristallins aplatis.

La Galène

Elle est peu fréquente, se trouvant parfois en association avec la barytine en cristaux subautomorphe aussi bien sous forme d'inclusion dans la dolomie blanche.

La Barytine

Elle se rencontre rarement, elle se présente sous la forme de filonnets de composition monominérale formant des vides dans les minerais pyriteux de couloir blanchâtre, elle forme des agrégats avec une structure tubulaire en masse lamellaire.

La Dolomie

Elle constitue une teneur importante dans la constitution de la gangue des corps minéralisés et formant des roches encaissantes. On distingue deux générations de dolomies: la dolomie I, précoce et la dolomie II, tardive (cristaux plus grands). Elle présente des formes bien en filonnets, de couleur blanche, elle est postérieure à la formation de la blende Elle fait partie des roches encaissantes (tableau 1).

Tableau 1. Composition chimique moyenne du minerai étudié.

Eléments	Zn	S	Pb	Al ₂ O ₃	MgO	CaCO ₃	Fe ₂ O ₃	BaSO ₄	Autres
Teneur (%)	4,04	16,80	0,33	5,74	16,08	26,69	29,4	0,62	19,61

Un échantillonnage géochimique testé sur la cheminée à révéler une discontinuité de la répartition de la minéralisation à teneur relativement élevée 9,853% par rapport au niveau 963,12 de teneur 2,42%.

L'analyse d'échantillons prélevés par saignée montre la distribution des teneurs en Zn, FeS₂ et Pb (Tableau 2)

Tableau 2. Distribution des teneurs en Zinc, Soufre et Plomb dans les corps minéralisés

N° d'échantillon	Zn %	Soufre %	Pb %
39	19,37	9,26	traces
40	4,17	5,7	0,12
41	7,36	8,04	0,09
42	8,18	6,45	traces
Moyenne	9,85	7,36	-
43	3,01	8,42	traces
44	1,17	2,53	traces
45	2,67	5,52	traces
46	2,84	6,08	traces
Moyenne	2,42	8,05	-

Le gisement de Chaâbet el Hamra est de type généralement sédimentaire. La minéralisation est de type monométallique (Zinc) ou zincifère à gangue pyritique et dolomitique.

I.6. Caractère de minéralisation du gisement

La minéralisation du gisement de Chaabet-El-Hamra est observée en faisceaux sous forme de lentilles minéralisées de composition tantôt monominérale, tantôt mixte (figure 4). Elle est représentée essentiellement par la sphalérite, la pyrite, la marcassite, la galène rencontrée rarement et donc sans importance industrielle.

Dans cette composition, les principaux minéraux sont la sphalérite, la pyrite et la marcassite. Les minéraux secondaire sont la galène, l'hématite, les minéraux de gangue sont la calcite, la barytine, la dolomie et plus rarement le quartz et le gypse (rare). Les minéraux d'oxydation sont principalement la smithsonite, la cérusite et la limonite. La minéralisation de pyrite, marcassite, blende et rarement galène est intimement liée aux roches dolomitiques hauteriviennes, en se localisant indépendamment aux structures tectoniques affectant ce niveau porteur de la minéralisation.

La minéralisation zincifère se présente en couches lenticulaires, regroupées dans deux faisceaux stratiformes, séparés par le banc de dolomie blanchâtre stérile, de 6m de puissance.

La galène est très rare qui se développe généralement aux extrémités des lentilles, limitant la zone zincifère de celle baryto-pyritifère.

La sphalérite se présente sous forme de plusieurs types : massive, en tâche de recristallisation, fissure, et bréchique ce qui constitue le principal minerai industriel.



Figure 4. La minéralisation du gisement (faisceau supérieur et inférieur)

I.7. Hydrogéologie

L'importance de l'eau d'exhaure est assez connue dans la région. Le « coup d'eau » catastrophique du 02 juin 1990 a entraîné la fermeture définitive de la mine de Kherzet Yousef. Cette eau est récupérée pour les besoins agricoles et sa présence est un obstacle à l'avancement des travaux d'exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaabet-El-Hamra.

Les données géologiques et hydrogéologiques confirment l'existence de deux nappes libres (figure 5) :

- Dans la partie centrale du gisement, existe une nappe contenue dans les formations hauteriviennes carbonatées à perméabilité de fissure.
- Dans la partie Nord-Ouest du gisement une nappe aquifère est reconnue dans les formations barrémiennes. Cet aquifère est associé aux grès dolomitiques.
- Dans la partie Est du gisement deux sondages hydrogéologiques ont été exécutés ces derniers ont donné des résultats négatifs et une absence de venues d'eau a été notée. Les travaux miniers réalisés par l'ENOF ont confirmé qu'il n'y a pas de niveau aquifère dans la partie Est.

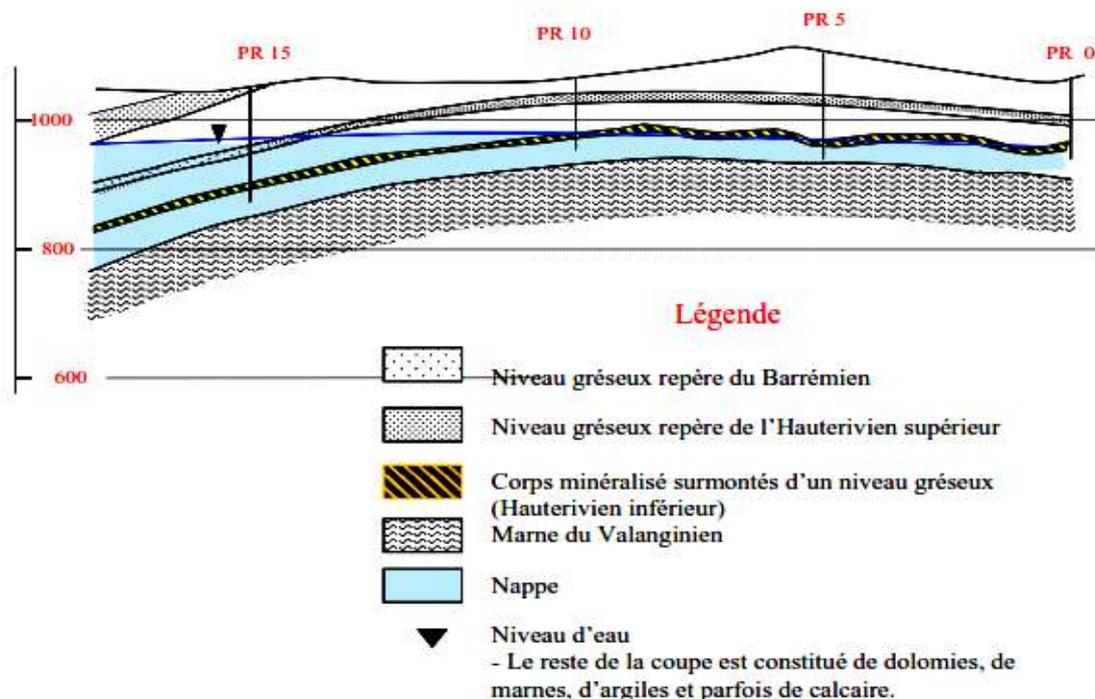


Figure 5. Coupe hydrogéologique Profil 0 - Profil 30 (ENOF, 2003 et 2006)

I.7.1. Stratigraphie du gisement

Elle est caractérisée principalement par les dépôts du Crétacé, dont l'Hauterivien présente le plus grand intérêt, car il contient la minéralisation (Meftah, 2002).

Valanginien (n_2)

Les dépôts du Valanginien (stériles) affleurent à l'Est de la faille orientale et à l'Ouest du gisement et sont représentés par une alternance d'aleurolites grises avec des grés quartzeux gris clair, des dolomies gréseuses et argileuses, des calcaires et des marnes gris-verdâtres.

Hauterivien (n_3)

La minéralisation zincifère d'intérêt industriel est localisée dans la partie inférieure du Hauterivien, dont la puissance varie de 100 à 150m. Cet étage est subdivisée en deux niveaux :

a/ Hauterivien inférieur (n_3^1) : ce niveau, d'une puissance totale variant de 70 à 120m, est à son tour divisé en trois termes :

- n_3^{1a} : composé de dolomies grises massives, à grains fins, parfois gréseuses, souvent à petites inclusions et nodules, de couleur blanchâtre, et parfois de calcarénites noires dans la partie supérieur de 2 à 5m du toit ; ce terme est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2m.
- n_3^{1b} : représenté par une superposition, de bas en haut, de marnes gris-verdâtres (0,5 à 2m), d'aleurites gris-brun (2 à 5m), de dolomies grises (2 à 10m), de dolomies gréseuses (3 à 8 m) et de marnes bariolées (5 à 10 m).
- n_3^{1c} : également caractérisé par des dolomies à grains fins de couleur brunâtre ou fortement hématitisées (l'hématite est sous forme de nids et de filonnets dans la masse dolomitique).

b/ Hauterivien supérieur (n_3^2) : ce niveau, d'une puissance globale variant de 80 à 120m, est subdivisé en cinq termes :

- n_3^{2a} : formé de grés, parfois en alternance avec des argiles, de marnes et aleurolites verdâtres, avec toujours à la base de l'alternance un niveau calcaire gris-clair, dont une partie de 1 à 3m d'épaisseur, est dolomitisée.

- n_3^{2b} : représenté par des dolomies massives à grains fins plus ou moins hématitisées.
- n_3^{2c} : représenté par un calcaire gris argileux (parfois renfermant des passées argilo-marneuses ou siliceuses) dont l'épaisseur varie de 10 à 15m.
- n_3^{2d} : constitué de dolomies à grains fins, de couleur gris-brun, souvent argileuses, dont la puissance totale varie de 15 à 20m.
- n_3^{2e} : caractérisé par une irrégularité de composition et de puissance ; essentiellement représenté par des calcaires gris en alternance grossière avec des marnes et des aleurolites ; dans la partie inférieure de ce terme, les calcaires sont remplacés par des dolomies recristallisées.

Barrémien (n_4)

Il est développé au Nord-Ouest et au Sud du gisement et il est subdivisé en deux niveaux :

a/ Barrémien inférieur (n_4^1) : ce niveau est à son tour divisé en trois termes :

- n_4^{1a} : formé essentiellement par des grès et des dolomies gréseuses parfois argilo-bitumineuses, avec une fine dissémination de pyrite et de passées de dolomies légèrement oxydée ; la puissance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60m.
- n_4^{1b} : constitué par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60m.
- n_4^{1c} représenté par des dolomies massives à grain fins, avec des fissures remplies d'oxydes et de calcite, et une puissance variant de 15 à 20m.

b/ Barrémien supérieur (n_4^2) : ce niveau est subdivisé en quatre termes :

- n_4^{2a} : représenté par des dolomies gréseuses, massives à grains fins ou moyens, avec souvent des fissures remplies par de la calcite et, vers la fin du terme, par de la pyrite disséminée ; la puissance de ce terme varie de 20 à 30m.
- n_4^{2b} : formé de grès bruns, avec une alternance d'aleurolites et d'une dolomie très gréseuse, et, en fin d'intervalle, un aspect broyé de la roche, la puissance du terme varie de 30 à 40m.

- n_4^{2c} : constitué d'une alternance de dolomie gréseuse, de grés bruns et d'argiles verdâtres (dolomies et grés compacts, massifs et légèrement hématitisés). Sa puissance varie de 60 à 130m.
- n_4^{2d} : formé de dolomies gréseuse et argileuse et de calcaire brun-violet, avec des passés d'argile verdâtre. Sa puissance est d'environ 60m.

I.7.2. Structure du gisement

Le minerai zincifère du gisement de chaabet El-Hamra est composé de deux corps principaux appelés corps n° 1 pour le corps supérieur et corps n°2 pour le corps inférieur.

Ces corps sont allongés en bande sur une longueur de 2700m en direction et 100 à 400m en pendage. Les corps de minerai plongent d'un pendage de 10° vers le Nord-Ouest.

Le minerai est encaissé dans une dolomie poreuse ou bréchique située dans la partie inférieure de l'étage Hautérvien (Crétacé inférieur). Le toit du corps supérieur (corps n°1) est une dolomie à lits marneux tandis que le mur du corps inférieur (corps n°2) est une dolomie massive à concrétions (dolomie tachetée).

Les deux corps de minerai sont stratiformes, subparallèles et séparés l'un de l'autre par un niveau intercalaire constitué d'une dolomie à minéralisation pauvre et parfois stérile de puissance variable. Ce niveau peut être absent, de telle sorte que les deux corps se confondent en un seul de minerai continu.

La puissance moyenne du corps n°1 (corps supérieur) est de 5 mètres et celle du corps n°2 (corps inférieur) est de 4 mètres. Il n'existe aucune corrélation entre les épaisseurs et les teneurs et on constate une distribution contrastée dans les corps de minerai.

I.7.3. Tectonique du gisement

Le gisement de chaabet-El-Hamra appartient au Jorst anticlinal de Rahbat et occupe la partie extrême Ouest de son flanc Sud-Ouest. Il se caractérise par une structure complexe. Le gisement se subdivise en trois blocs.

a/ Le Bloc Est

Trois (3) cotés de ce bloc sont limités par des failles, tandis que le côté Sud est ouvert et se trouve en contact avec les calcaires du Néogène. Sur le plan structural, le bloc représente un brachyanticlinal et le pendage des flancs du pli est : 10° à 15° NE et 15° à 20° SO. Sur le fond général du pli, il existe des complications locales sous forme de dômes, gradins, etc.

Le pli est compliqué par des accidents cassants :

- La faille sud : de direction latitudinale dans le flanc Sud-Est du brachyanticlinal, c'est une faille normale à rejet vertical de 100 à 120 m avec un pendage au Nord inférieur à $65-75^\circ$.
- La faille diagonale : elle s'étend vers le Nord-Est sub-parallèlement au plan axial.

b/ Le bloc central

Il a la forme d'un coin, dont l'angle aigu est formé par le raccordement des failles centrale et latitudinale dans la partie Est. La partie opposée du coin s'en va s'en élargissent à l'Ouest du gisement. Sur le plan structural, le bloc central est plus compliqué. Dans son ensemble, le coin représente un graben à amplitude d'affaissement de 15 à 20m.

c / Le bloc Ouest

Il est localisé au Nord-Ouest de la faille normale et se trouve limité par des dislocations cassantes Est, Ouest, latitudinale et centrale.

- La faille centrale : c'est une faille normale qui s'étend de l'extrémité Nord jusqu'à l'extrémité Sud, avec un pendage au Sud-Est inférieur à $70-75^\circ$ et un rejet vertical de 10 à 15 m dans sa partie Nord-Est, elle coupe un chevauchement à pente douce.
- La faille latitudinale : c'est une faille normale dérivée de la faille centrale. Elle se prolonge à l'Ouest au-delà du gisement, avec un pendage au Nord de 75 à 80° et un rejet vertical de 10 à 20m.
- La faille Est : dérivée aussi de la faille centrale, cette faille normale est orientée vers l'Est, de direction subméridienne, avec une amplitude verticale du rejet de 80m, voire de 100m suivant le plan de faille, et un pendage Sud-Ouest inférieur à $65-70^\circ$.

- La faille Ouest : cette faille normale se dégage du dessous du dépôt quaternaire, bordant le flanc Sud-Est du brachyanticlinal du bloc est, et change de direction jusqu' à 300°, se faisant couper par la faille latitudinal : c'est une faille en escalier formant des plaques, des coins, dans une zone d'environ 70m de large, et le pendage est à l'Est inférieur à 70-85° tandis que les rejets verticaux atteignent 10m.

La partie inférieure (profil 10–15) est affectée par deux accidents tectoniques et la faille latitudinale. La première est située entre le profil 13 est d'un rejet de 4 mètre avec un pendage d'environ 60 degrés vers le Nord-Ouest.

I.8. Méthode d'exploitation de la mine souterraine de Chaabet El Hamra

Le choix d'une méthode d'exploitation dépend de plusieurs facteurs et qui sont:

- L'importance du gisement
- Les variations des teneurs
- La puissance, le pendage et l'irrégularité de la formation
- La stabilité de la couronne
- La dureté, les caractéristiques physico-mécanique du minerai et des encaissants

Pour le gisement de Chaabet El- Hamra, les méthodes d'exploitations retenues sont des chambres et des piliers, soit en un seul niveau pour des épaisseurs inférieur à 5m, soit à deux niveaux pour des épaisseurs supérieur à 5m.

La méthode des chambres et piliers abandonnés a été pratiqués à la mine de Kherzet Youcef et dans l'exploitation de la partie supérieure de Chaabet El-Hamra.

I.8. 1 Cas des blocs inférieurs à 5 m d'épaisseur : Méthode d'exploitation par chambres et piliers abandonnés

Cette méthode consiste dans un premier temps, à partir d'une voie d'accès, à tracer des chambres de 4 m à 5m de largeur, en chassant, laissant entre elle dans un premier temps des piliers de 4 m de largeur et de 12 m de longueur, et dans un deuxième temps, de récupérer en rabattant une partie des piliers par creusement de refonte de 4 m au milieu du pilier. On abandonne des piliers de 16 m² de section pour supporter le toit sur une section de 64 m². Ces piliers doivent supporter le poids de tout le recouvrement (figure 6). Cette méthode nécessite une bonne connaissance, ainsi qu'un suivi du comportement des piliers abandonnés, et se caractérise par un taux élevé de perte minerai de l'ordre de 25 %.

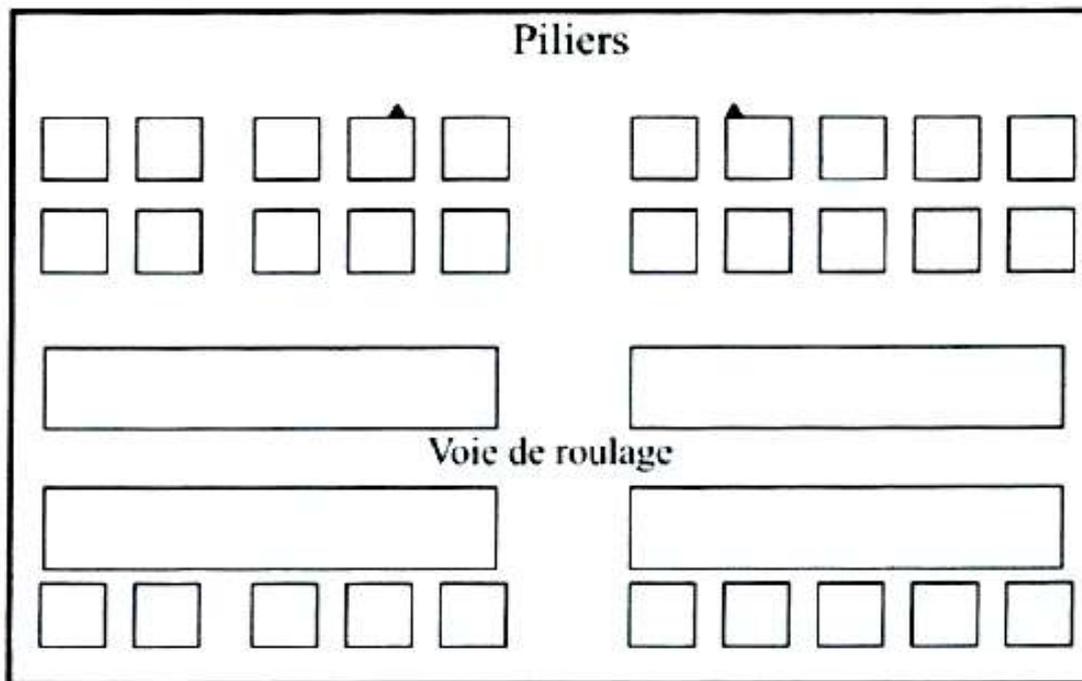


Figure 6. Méthode d'exploitation par chambres et piliers

I.8. 1. 1 Avantages et inconvénients de la méthode de l'exploitation

Méthode d'exploitation très facile d'emploi ne nécessitant pas l'utilisation d'un personnel très qualifié et ne provoquant pas d'affaissement de surface ainsi au moindre cout d'extraction.

Quand la profondeur augmente, on perd beaucoup de minerai. Il faut alors abandonner cette méthode. C'est donc une méthode convenant aux faibles profondeurs.

Pour une morphologie de type lenticulaire comme celle du gisement de Chaabet El - Hamra, notamment pour les épaisseurs inférieurs à 5 m, une autre méthode d'exploitation conventionnelle peut être utilisée est celle par traçage et dépilage. Cette méthode consiste à creuser des galeries parallèles de 4 m de largeur, appelées «traçage», et distantes l'une de l'autre d'environ 4 m, ce qui constitue la largeur de pilier.

Ces piliers sont ensuite récupérés partiellement, seuls les piliers résiduels de 2 m de côté sont abandonnés et foudroyés (figure 7).

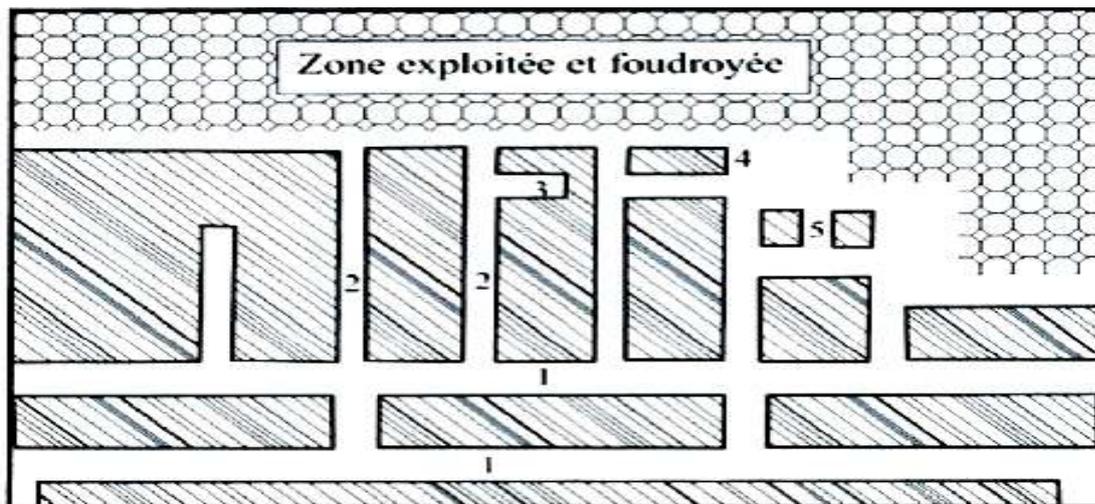


Figure 7. Méthode d'exploitation par traçage et défilage.

1- Galerie parallèles de départ, 2- Traçage, 3- Recoupe 4- Rideau, 5- Piliers résiduels

On aboutit à une exploitation dont le taux de défrètement atteint facilement 90 % en couche mince (moins de 2.5 m de puissance). On obtient 85% quand la puissance de la couche exploitée reste inférieure à 6 mètre.

C'est une méthode d'exploitation très sûre, fiable, économique, ne nécessitant pas d'investissements considérables. Les équipements sont identiques à ceux utilisés pour les piliers abandonnés.

Les engins utilisés dans la phase traçage sont identiques à ceux utilisée dans la phase défilage.

Le prix de revient d'exploitation reste faible, légèrement supérieur à celui obtenu avec les piliers abandonnés.

Cette méthode comme celle des piliers abandonnés ne peut pas s'utiliser à grande profondeur. Il faut disposer d'une maîtrise expérimentée et d'un personnel qualifié, car il faut pouvoir apprécier la stabilité d'une chambre de défilage en fin d'exploitation.

I.8.2. Cas des blocs d'épaisseur supérieure à 5m

Dans une première phase un premier niveau est exploité selon la méthode des chambres et piliers. Dans une deuxième phase lorsque l'exploitation du premier sous-niveau est terminée, on procède à l'exploitation du deuxième sous niveau. Dans ce cas à partir du

traçage inférieure, les réserves situées au-dessus et de part et d'autre de cette galerie sont abattues et tout en abandonnant des piliers qui seront le prolongement des piliers du niveau inférieur.

Le minerai et les stériles tombent par gravité au premier sous niveau et sont évacués par des voies de passage du premier sous niveau. Cette méthode est considérée comme sûre puisque les mineurs travaillent toujours dans des espaces ayant la dimension d'une galerie.

Les matériaux foudroyés renferment un mélange de minerai et de stériles. Les premiers matériaux évacués par la chargeuse sont constitués exclusivement de minerai. Au fur et à mesure que le déblocage progresse, la proportion de stériles augmente. Lorsque l'opérateur juge qu'elle est trop élevée, il passe au chantier suivant :

- Une augmentation de la production : les taux de production est le plus haut possible.
- Une méthode d'exploitation ne provoquant pas d'affaissement de surface.
- Une sécurité élevée

I.9. Conclusion

L'exploitation des mines souterraines se présente comme une activité ayant une grande répercussion sur l'environnement. En effet, les ponctions minières qui contribuent à l'épuisement des ressources naturelles, les modifications apportées au milieu géologique et à la nappe phréatique, l'altération de la qualité de l'air, le bruit, les poussières, l'altération des eaux superficielles et l'atteinte à l'intégrité du paysage sont autant de facteurs susceptibles de dégrader fortement l'environnement.

Chapitre II. Préparation et enrichissement du minerai sulfuré de zinc à gangue carbonatée : cas de la mine de Chaabet El-Hamra-Setif.

II.1. Introduction

II.2. Présentation de la laverie de Kherzet Youcef

II.3. Préparation mécanique

II.4. Concentration du minerai par flottation de la blende (ZnS)

II.5. Conclusion

II.1. Introduction

Bien que les minerais métalliques contiennent des niveaux élevés de métaux, ils produisent aussi de grandes quantités de déchets. Par conséquent, l'étape suivante dans l'exploitation minière est le concassage (ou broyage) du minerai et la séparation des quantités relativement faibles de métaux du matériau non métallique du minerai au cours d'un processus de traitement dénommé enrichissement.

L'enrichissement inclut des techniques de séparation physique ou chimique comme la concentration par gravité, séparation magnétique, séparation électrostatique, flottation, extraction par solvant, extraction par voie électrolytique, lixiviation, précipitation et amalgamation (souvent impliquant l'utilisation du mercure). (Kouachi, 2010).

II.2. Présentation de la laverie de kherzet youcef

L'usine d'enrichissement du complexe de Kherzet Youcef, fait partie des plus importantes réalisations industrielles de l'Algérie dans le domaine minier. Elle est conçue pour le traitement du minerai Plomb/Zinc de la mine de Kherzet Youcef, mais après l'inondation de 2 juin 1990, qui a causé des catastrophes dans la mine, l'usine exposée au risque de fermeture, a repris du service grâce à l'ouverture de la mine de Chaabet El-Hamra distante d'une dizaine de kilomètres.(Gouissem, 2001).

L'obtention du concentré de zinc nécessite un certain nombre d'opérations minéralurgiques, qui auront pour but de réduire la taille du minerai tout-venant, de libérer les particules de zinc de la gangue, de séparer les particules minérales, et de produire le concentré du zinc. Ce minerai suit deux chemins minéralurgique qui sont :

II.3. Préparation mécanique :

Le schéma technologique inclut le broyage humide avec deux broyeurs à boulets, après le concassage en deux étapes (la première avec un concasseur à mâchoire et la deuxième avec concasseur à cône).

II.3.1. Section Concassage

II.3.1.1. Concassage primaire (obtention de la classe 0-40mm)

Elle comporte l'ensemble des opérations de concassage et de criblage. La réduction du tout-venant de (0-350mm) jusqu'au (0-15mm) s'effectue en deux étages de concassage (Tessouh, 2010).

Le minerai tout-venant est reçu dans une trémie de réception d'un volume de 30m², ensuite, il subit un précriblage à l'aide d'un grizzly afin que seule la classe granulométrique +40mm (refus) soit concassé par le concasseur à mâchoire jusqu'à une granulométrie de -40mm, ensuite le produit de granulométrie -40mm est envoyée vers le crible vibrant. (Figure 8)



Figure 8. Conasseur à mâchoires à simple effet

II.3.1. 2 Concassage secondaire

Le produit issu du concassage primaire est acheminé à l'aide du convoyeur à bande N°1 d'une longueur de 82m vers le crible vibrant, après criblage la classe granulométrique supérieure à 15mm est dirigée vers le concasseur à cône. Le concasseur à cône est en circuit fermé avec le crible vibrant (le produit concassé est redirigé vers le crible vibrant).

La classe granulométrique -15mm est stockée dans 2 trémies métalliques dont la capacité de chacune est de 25 tonnes. Ensuite il est acheminé vers la trémie d'alimentation (100 m³) du broyeur par l'intermédiaire du convoyeur à bande N°5 (figure 9).



Figure 9. Conasseur à cône

II.3.1. 3. Crible vibrant

- Type (Symons - norbeg) Angleterre surface du criblage 4,2m²
- Dimensions des mailles 15 mm
 - Capacité de production 150 t/ h

Ils Comportent un arbre qui transmet au caisson flottant des vibrations produites par un balourd. Les masselottes d'équilibrage contre balancent le poids du caisson flottant. Dans ce

type de crible l'amplitude des vibrations dépend de la chambre de crible (figure 10). L'angle d'inclinaison du caisson de ces deux types de cribles est entre 8 à 20 degré, l'amplitude de vibration est de 4 – 6 mm et la fréquence de vibration est de 850–200 min¹



Figure 10. Crible vibrant

II.3. 2. Section broyage

Elle assure la libération des particules de zinc par le broyage, et la séparation des grains minérales en fonction de leur granulométrie par la classification hydraulique. Le procédé de broyage s'effectue à l'aide de deux broyeurs à boulets. Les deux broyeurs, fonctionnent en cycle fermé avec un classificateur monospirale. (figure 11).



Figure 11. Broyeur à boulets

II.3.2.1. Classificateur mécanique à vis

Il se compose d'un bac en tôle incliné, dont la partie inférieure, souvent élargie forme la cuve de classification avec seuil de débordement ; le mécanisme de remontée est une spirale longitudinale en ruban de tôle fixé par pattes radiales à un arbre central qui tourne lentement à l'aide d'un moteur électrique réducteur de vitesse. (figure 12).

Un espace annuaire est aménagé entre la spirale (vis) et l'arbre pour faciliter la circulation des matériaux, seule la partie inférieure de la spirale plonge dans la cuve de classification.

La pulpe est déversée vers le milieu de l'appareil subit :

- une première séparation par décantation dans la cuve de classification : l'élimination des éléments fins par le seuil de débordement ;
- un brassage par la partie inférieure de la spirale : un essorage (égouttage) lors de l'entraînement des sables vers le haut par la spirale, l'eau résiduelle retombe vers la cuve par le jeu entre la spirale et la partie du bac, finalement le sable est essoré et évacué de la partie supérieure de l'appareil .



Figure 12. Classificateur à vis

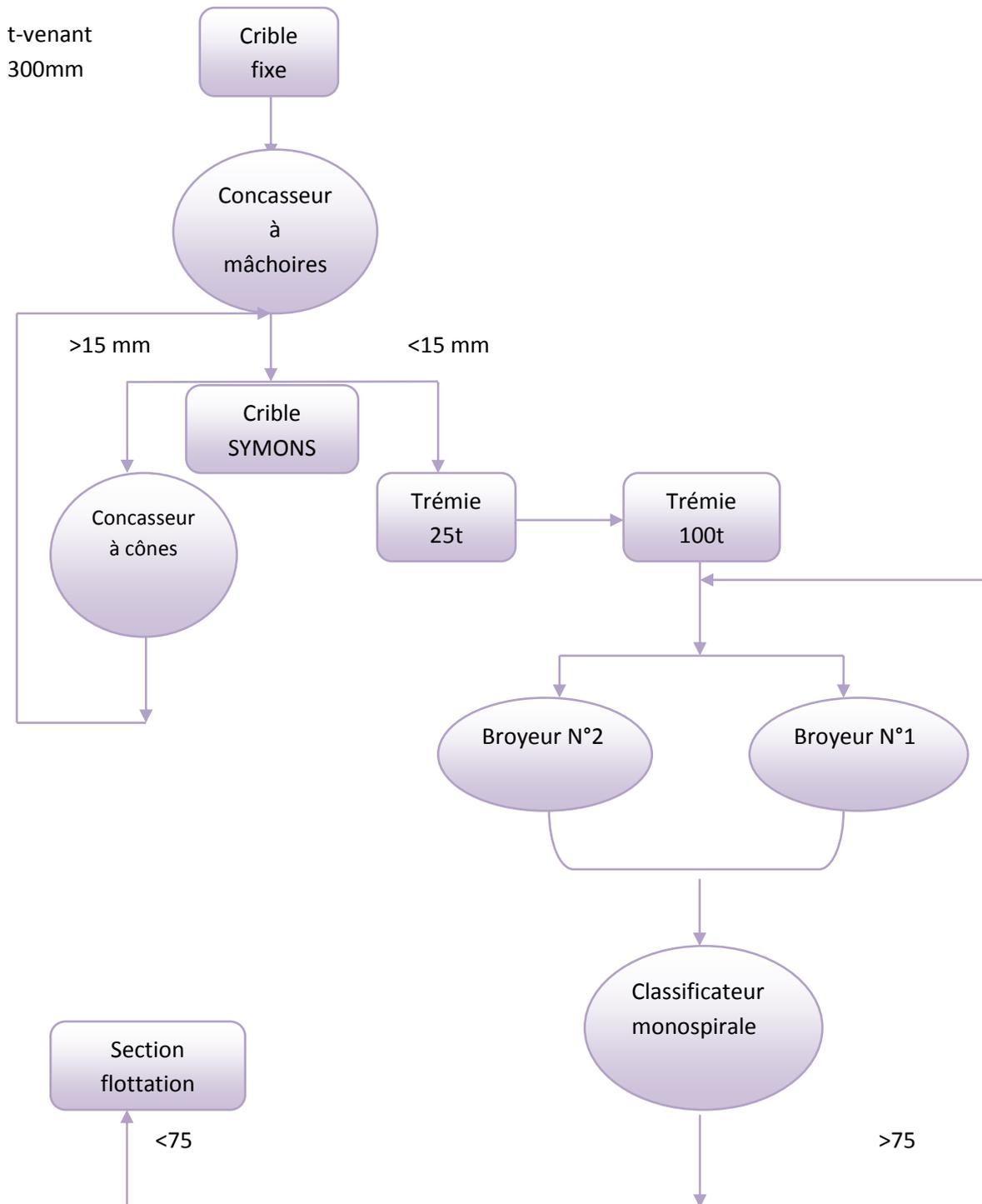


Figure 13. Section de la préparation mécanique (Khalfi et al., 2014)

II.4. Concentration du minerai par flottation du blende (ZnS).

Le cycle de la flottation contient une opération de contrôle et trois opérations d'épuration. La production annuelle de la laverie est de 100 000 tonnes, pour l'année 2000, pour un niveau de production de 75 000 tonnes de minerai humide

II.4.1. Machine de flottation

La flottation est une technique de séparation fondée sur des différences d'hydrophobicité des surfaces des particules à séparer. Elle est utilisée en minéralurgie pour séparer des minéraux entre eux et dans le traitement des eaux usées pour éliminer les graisses (figure 14).

La flottation est effectuée dans une cellule de type «Denver ». Elle se compose de:

- Une cuve de forme parallélépipédique.
- Un agitateur.
- Un dispositif pour l'injection de l'air.
- Une raclette.
- Un bac pour la récupération des mousses chargées des particules.

Les réactifs utilisés lors du processus de flottation sont :

- Collecteur : xanthate
- Activant : sulfate de cuivre(CuSO_4)
- Régulateur du milieu : la Chaux (CaO) .



Figure 14. Cellule de flottation type Denver

II.4.2. Essais de flottation

II.4.3. Préparation de l'échantillon

Un échantillon de 1 kg concassé à une dimension de 1 mm et mélangé à 1 litre d'eau. Il est broyé pendant 45 min dans un broyeur à boulets pour l'obtention de plus de 80 % inférieur à 74 μm . Le produit obtenu est versé dans une cellule de flottation (figure 14). Dans cette partie, l'étude est portée sur l'influence de la quantité du collecteur l'Amylxyanthate et de l'activant CuSO_4 .

II.4.4. Influence de la quantité du collecteur AXK

L'Amylxyanthate de potassium (AXK) est le collecteur de la blende (ZnS). Les consommations dans le circuit du zinc ont été variées de la manière suivante

On ajoute dans la cellule:

- _ La chaux (CaO) pour maintenir le pH entre 10 et 11.
- _ L'activant de la blende, le sulfate de cuivre (CuSO_4) : 300 g / t.
- _ Le temps de conditionnement est de 5 min.
- _ Le collecteur, l'Amylxyanthate de potassium (AXK) variant de 100, 150, 200 et 250 g/t.

- _ Le moussant : 12.5 g/t de l'huile de pin, le temps de conditionnement est de 1 min.
- _ Injection d'air pendant 1min;
- _ Le temps de raclage est de 5 min.

On récupère la mousse formée à la surface pendant 5 mm, qui représente le concentré 1.

II.4.5. Influence de la quantité de l'activant CuSO_4

Les quantités de l'activant CuSO_4 utilisés sont:

- _ Le pH entre 10 à l'aide de la chaux.
- _ L'ajout d'activant CuSO_4 , conditionnement 5 min.
- _ L'ajout 150 g/t de collecteur (AXK), conditionnement 5 min.
- _ L'ajout 12.5 g/t de moussant (H.P), conditionnement 1min.
- _ Injection l'air
- _ Le temps de raclage est de 5 min.

On récupère la mousse formée, à la surface pendant 5 mm, et qui représente le concentré 2

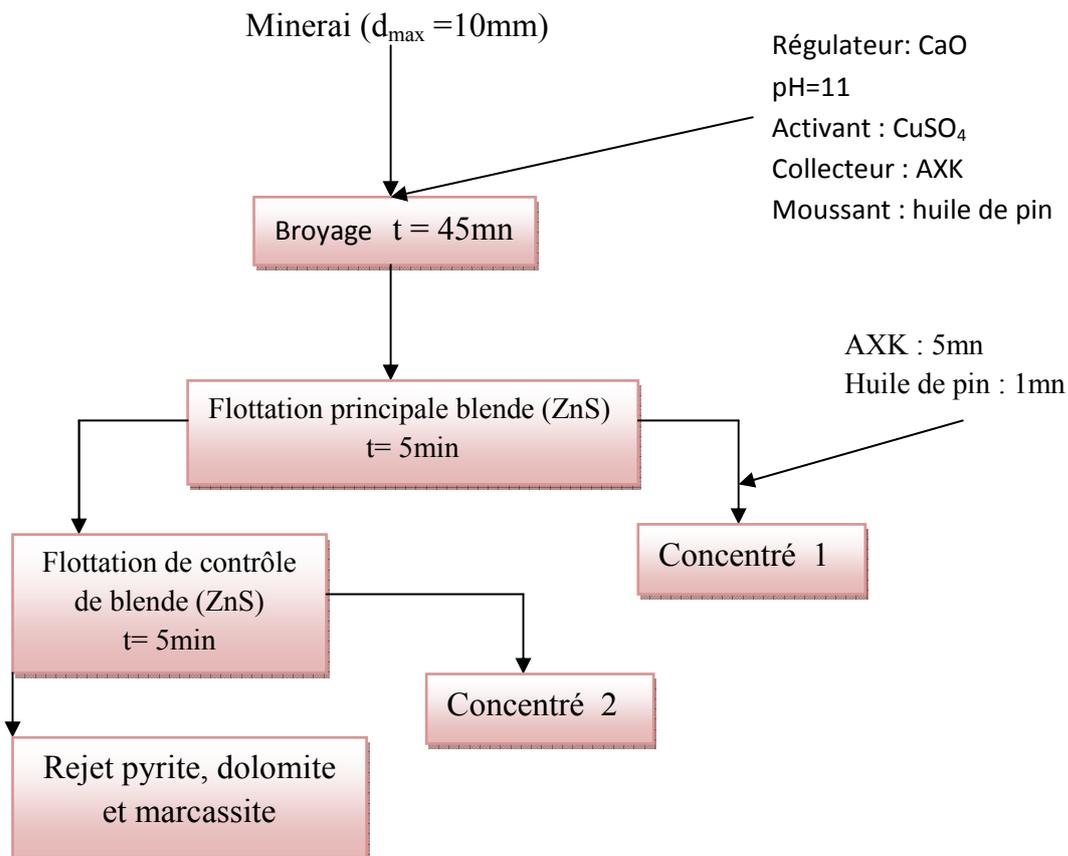


Figure 15. Schéma de flottation de la blende à dépression de la gangue.

Le schéma de flottation actuel est composé d'un cycle de flottation du zinc précédé par une agitation, en vue de permettre au sulfate de cuivre d'activer les grains libres du minéral de zinc et le collecter xanthate d'enrober les graines en Périphérique des bulles d'air.

Le circuit principal, est composé d'un banc de dégrossissage I (9 cellules) et d'un banc d'épuisage II (9 cellules) ;

- Le circuit de relavage, est composé de 3 bancs, d'où on a 3 étapes de relavage :
 - * Relavage 1 : 4 cellules ;
 - * Relavage 2 : 3 cellules ;
 - * Relavage3 : 2 cellules.

II.4.6. Flottation Dégrossissage

C'est la première opération de flottation effectuée, le résultat donne un concentré de mauvaise qualité qui doit être relavé. Ensuite, l'épuisage est consacré au rejet de dégrossissement, son but est de récupérer le maximum de zinc perdu dans ce rejet. Il donne le rejet final du circuit de flottation, et son concentré est recyclé vers le dégrossissement.

Puis le relavage, il traite le concentré de dégrossissage dont la teneur n'est pas à la valeur requise. Les rejets du circuit de relavage sont recyclés vers le circuit principal. Le nombre de cellules de relavage est faible, car le but de cette étape est de produire un concentré riche. Il donne un concentré de zinc de 53%.

Le concentré de zinc subit deux autres opérations de relavage dans le but est de laver le concentré contenant des réactifs et d'éliminer l'eau dans laquelle il se trouve pour obtenir le concentré de zinc dans un état de gâteau par moyen d'égouttage.

Lors de l'épaississement les particules sont soumises à loi de la chute des particules ou des solides dans un milieu liquide ou bien fluide, où la vitesse de chute des particules augmente en fonction leur dimension et de leur densité et les épaisseurs donnent une surverse tandis qu'à la base ils donnent un produit boueux ou une sousverse.

Une pompe à diaphragme assure l'évacuation des produits sédimentés.

Le pourcentage de solide peut atteindre 60 % en poids dans un épaisseur alimenté avec une pulpe à 30 % en poids de solide. Les produits, déposés au fond de la cuve, sont raclés par une spirale ou un râteau vers l'orifice de sortie en liaison avec la pompe.

Enfin, la filtration est la séparation d'une phase continue liquide ou gazeuse et d'une phase dispersée (solide ou liquide) initialement mélangées. Alors on cherchera à récupérer soit la phase continue débarrassée au maximum de la phase dispersée (filtration de l'air ou de l'eau...), soit la phase dispersée (récupération d'un précipité cristallin, de poussière de métal précieux dans une fumée etc.). (figure 16).



Figure 16. Filtration de concentré de flottation de blende ZnS

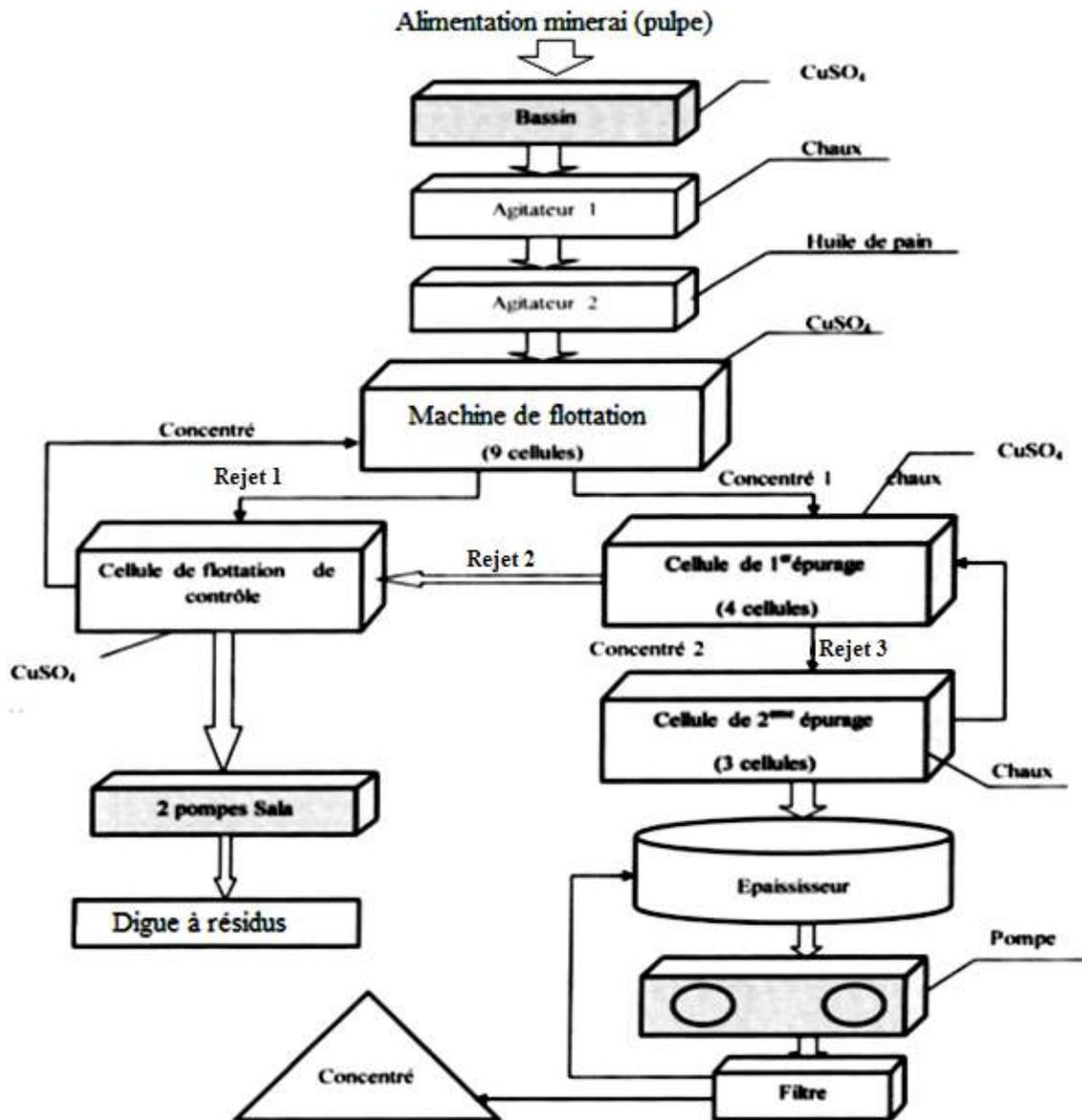


Figure 17. Schéma de traitement par flottation d'un minerai de blende à gangue sulfurée et carbonatée.

II.5. Conclusion

La mine de Chaabet El Hamra principalement exploite des minerais de zinc, présentant des teneurs de coupure variant entre 0 à 20%, cependant, on peut atteindre une teneur de 3% dans certains cas, et selon la conjoncture du marché, on peut exploiter exceptionnellement des minerais présentant une teneur très élevée dans les amas calaminaires. Pour ce qui trait au produit marchand, soit le concentré de Zinc, les teneurs commerciales doivent répondre à certaines normes de standardisation, elles varient en général de 45 à 55% et parfois même à 60% de zinc métal dans le concentré marchand.

Chapitre III. Problèmes environnementaux liés aux sites d'entreposage des résidus miniers

III.1. Introduction

III.2. Le drainage minier acide (DMA)

III.3. Oxydation des minerais sulfures et les rejets miniers acides

III.4. Mécanisme de formation des DMA

III.5. Le drainage d'acide minier et la lixiviation des contaminants

III.6. Impacts des bassins de décantation des résidus, de la lixiviation en tas et des installations de stockage de lixiviat

III.7. Conclusion

III.1 Introduction

Les principaux problèmes environnementaux reliés aux sites d'entreposage des rejets miniers (essentiellement les rejets de concentrateur et les stériles miniers) sont associés à la stabilité chimique et physique des rejets.

La stabilité chimique des rejets sera compromise lorsque l'interaction entre l'eau et le rejet crée une contamination du drainage minier. On peut définir le drainage minier comme étant le résultat de la circulation des eaux tant de surface que souterraine à travers les composantes d'un site minier (parcs à résidus, galeries de mine, etc.).

Les effluents miniers sont donc alimentés par le drainage minier. On peut diviser ce dernier en quatre classes principales (Morin et Hutt, 1997), soit : le drainage minier acide ($\text{pH} < 6$), le drainage minier alcalin ($\text{pH} > 9$ et 10), le drainage minier circum-neutre ($6 < \text{pH} < 9$ et 10) ainsi que le drainage minier au pH peu problématique, qui découle de l'exploitation de minéraux industriels non métalliques comme le sel gemme, la potasse, la kaolinite, etc.

Les deux types de drainage qui sont une source de préoccupation environnementale, sont le drainage minier acide (DMA) et le drainage neutre contaminé (DNC), qui contient des éléments en solution à des concentrations non négligeables. Les principaux éléments que l'on peut retrouver dans les effluents neutres contaminés sont, par ordre alphabétique : antimoine, arsenic, cadmium, chrome, cobalt, manganèse, mercure, molybdène, nickel, sélénium, sulfates et zinc. Au Québec, on reconnaît habituellement que les plus problématiques sont l'arsenic, le nickel et le zinc. (Stantec, 2004).

D'autres aspects doivent également être pris en compte lors de la restauration des sites abandonnés. Par exemple, les infrastructures de retenue construites pour contenir les rejets peuvent s'avérer perméables, surtout si elles ont été construites à même les rejets (une pratique courante, du moins jusqu'à tout récemment). Le problème peut être amplifié pour les digues construites par la méthode amont, reconnue comme étant la méthode de construction de digue ayant le plus fort risque d'instabilité géotechnique (Vick, 1990; Strachan, 2002; Aubertin et al., 2002b).

III.2. Le drainage minier acide (DMA)

La littérature scientifique fait état de nombreuses recherches et avancées sur le phénomène de drainage minier acide. Toutefois, elle se caractérise par un manque de données sur ce phénomène pour les régions tropicales et équatoriales.

III.3. Oxydation des minerais sulfures et les rejets miniers acides

Les écoulements acides se forment par percolation d'eau sur les tas de solides excavés contenant des sulfures et ou dans les galeries en fonction du mouvement de la nappe phréatique. Sur le terrain, les deux phénomènes sont liés (Bounouala et al., 2000)

. En effet, il est courant qu'une gestion irréfléchie laisse se former des stocks de solide à l'aplomb ou en amont des galeries (figure 18).

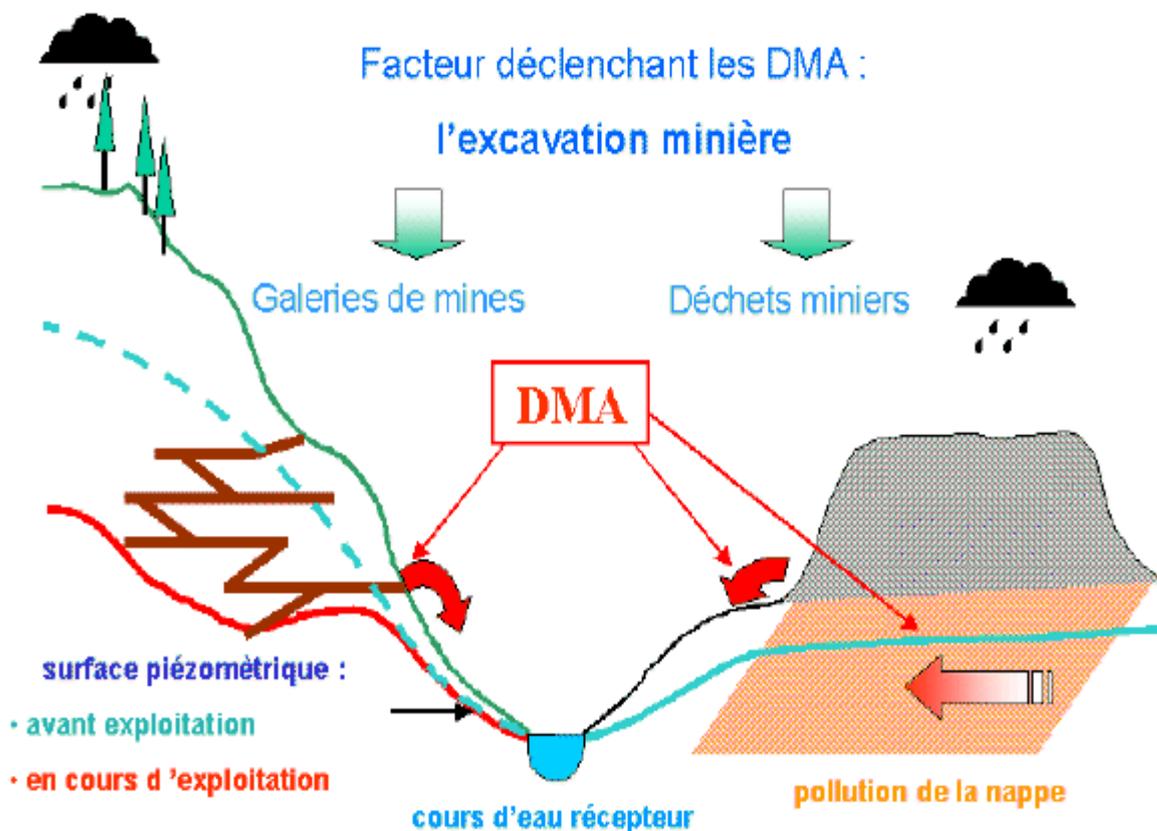


Figure 18. Schéma général du fonctionnement des mines et leur impact sur les eaux souterraines et les eaux superficielles. (Bounouala et al., 2000)

Les matériaux situés sur le trajet des eaux souterraines (galeries de mines, anciennes mines à ciel ouvert remblayées par des stériles) ou stockés au sein des haldes, sont sujets à une forte instabilité chimique dans les nouvelles conditions d'oxydo-réduction auxquelles ils sont soumis puisqu'ils contiennent naturellement plusieurs pour cent de sulfures de métaux, instables en conditions oxydantes. Cette altération, phénomène universel dans les haldes ou les anciennes galeries, est très rapide (de quelques mois à quelques années ou dizaines d'années après l'ouverture des travaux). Elle conduit à la libération de métaux et de grandes quantités d'ions sulfate. (figure 19)

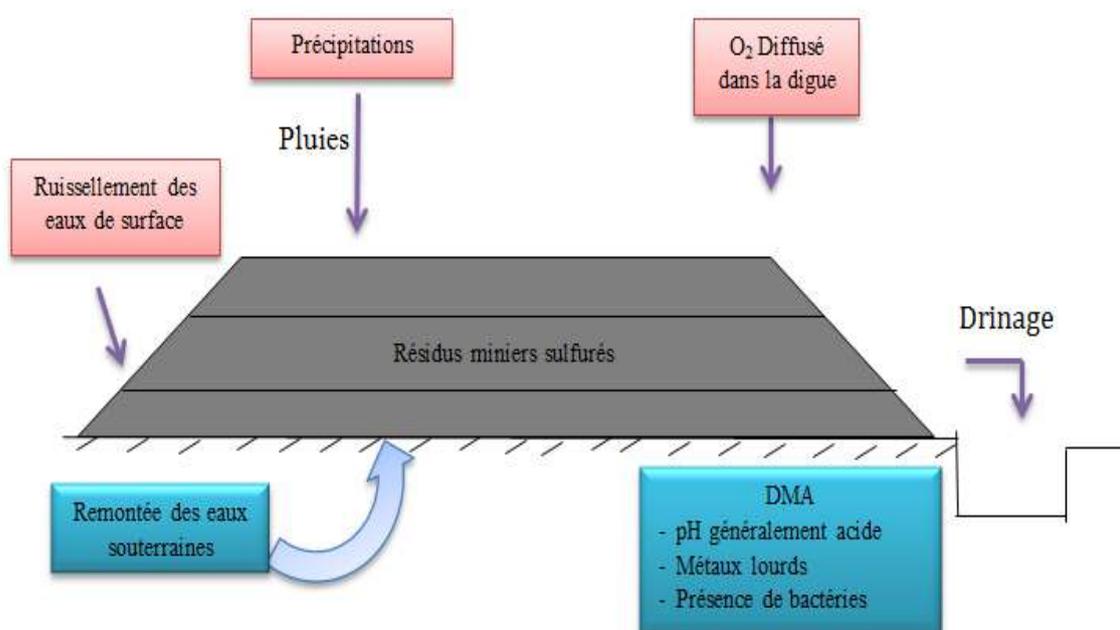


Figure 19. Exemple schématique du processus de formation du DMA sur la digue à résidus miniers de Chaabet El Hamra.

III. 4. Mécanisme de formation des DMA

Au-delà des modifications physiques que subissent les matériaux d'exploitation et qui accélèrent considérablement ce phénomène naturel en rendant accessibles les surfaces contenant des sulfures, des mécanismes chimiques et biologiques sont à l'origine de la formation, de la propagation et de la particularité du DMA, son auto entretien.

Le minerai sulfureux le plus abondant dans les rejets miniers est la pyrite (FeS_2). Ainsi, pour illustrer le mode de production du DMA, les mécanismes aboutissant à l'oxydation du soufre contenu dans la pyrite sont fréquemment utilisés. Ils se déroulent en deux étapes : (Kleinman et al., 1981)

Deux types d'oxydation peuvent être distingués : l'oxydation directe et l'oxydation indirecte.

1 - La pyrite mise en contact avec une eau dont le pH est normalement proche du point de neutralité ($\text{pH} \sim 7$) subit en premier lieu une oxydation chimique lente dite oxydation direct:



Le milieu s'acidifie graduellement autour des sulfures et la deuxième étape du processus s'amorce.

2 - La deuxième étape est marquée par la transformation du fer ferreux en fer ferrique :



Il y a alors précipitation d'un hydroxyde de fer ($\text{Fe}(\text{OH})_3$)



Cette précipitation contribuera à acidifier davantage le milieu, engendrant ainsi un pH de plus en plus bas. En deçà de 3,5 environ, le fer ferrique reste en solution et devient un agent oxydant pouvant oxyder la pyrite, c'est l'étape de l'oxydation indirecte.

Cette réaction marque le phénomène d'auto-entretien de la formation du DMA par l'établissement d'un processus cyclique mettant en jeu les réactions (2) et (4) (sans passer par la réaction (3))



Les réactions présentées précédemment sont basées sur un équilibre stochiométrique, qui ne tiennent pas compte de la cinétique des réactions. Les taux de réaction des différents minéraux sulfureux contenus dans des rejets miniers ont été étudiés par plusieurs auteurs dans la littérature (Morth et Smith, 1966 ; Rogowski et Pionke, 1984 ; Nicholson et al., 1988 ; Olson, 1991 ; Elberling et al., 1993 ; Bennet et al., 2000 ; Frostad et al., 2000a,b ; Hollings et al., 2001 ; Jerz et Rimstidt, 2004 ; Villeneuve, 2004) et pour différentes conditions d'essai (pH, température, oxydation par l'oxygène ou par le fer).

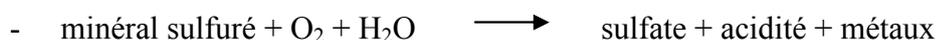
D'après (Toniazzo, 1998), l'ensemble de ces processus serait catalysé par diverses bactéries telle la bactérie thiobacillus ferrooxidans qui interviendrait dans la réaction 1 lorsqu'elle est directement en contact avec les sulfures.

Toutefois, ces phénomènes sont encore mal connus et de nombreuses controverses existent quant au rôle de telles bactéries.

Les autres minéraux sulfurés présents participent également aux réactions primaires, et l'oxydation du soufre qu'ils contiennent libère leurs métaux. Citons entre autres la blende (ZnS), la Galène (PbS), la Chalcopirite (Cu/Fe) et l'Arsénopyrite (As/Fe).

Il faut également considérer que plusieurs de ces minéraux peuvent contenir des métaux en concentrations importantes sous forme de substitution atomique ou encore en traces (exemple : Ni, As, Co dans la pyrite (FeS₂); Fe, Mn, Cd, Hg dans la sphalérite (ZnS)), lesquels pourront passer en solution lors de la dissolution des minéraux et affecter la composition du DMA.

Les réactions qui contribuent à la formation du DMA peuvent alors s'exprimer sous la forme générale suivante :



Dans la nature, le phénomène DMA donne ensuite lieu à des réactions d'oxydation, de dissolution, de précipitation et de recristallisations successives qui produisent de nombreux minéraux secondaires. (Hydroxydes, sulfates, carbonates ...). Après la dissolution d'un minéral, la concentration des ions dissous contrôlera la précipitation des minéraux secondaires.

Inversement, la précipitation et la dissolution de minéraux secondaires pourront limiter la concentration maximale des espèces métalliques aqueuses. Ces réactions sont le fruit de variations physico-chimiques importantes au cours du transport des éléments issus du DMA (figure 20).

Les précipités constituent entre autre des réserves temporaires de métaux (sous forme d'hydroxydes, d'oxyhydroxydes...). La mobilisation de ces précipités peut dépendre de facteurs comme le pH mais aussi des variations de précipitation.

Ils sont par exemple dissous pendant les périodes de pluies intenses ou au cours des inondations. Les polluants métalliques et les sulfates sont alors libérés et l'acidité de l'eau augmente.

Les processus géochimiques intervenant lors de la précipitation des minéraux secondaires à l'intérieur des pores des matériaux contaminés par le DMA et contribuant ainsi à la production et à la consommation de métaux seront alors :

- La précipitation des hydroxydes qui génère une acidité du milieu et consomme des métaux.
- La dissolution et la précipitation des sulfates qui auront une incidence sur la quantité de métaux dissous.
- La dissolution des carbonates, silicates, et hydroxydes qui diminuent l'acidité du milieu.
- La coprécipitation qui pourrait aussi être un mécanisme qui contrôle la concentration des métaux en solution.
- Les mécanismes de sorption et d'échanges ioniques n'auront qu'une incidence temporaire.



Figure 20. Digue de la mine de Chaabet El Hamra

III.5. Le drainage d'acide minier et la lixiviation des contaminants

Un drainage minier acide (DMA) est une solution minérale acide qui s'écoule régulièrement en conséquence de certains types de mines ou de stockage de déchets miniers. Il contribue localement au phénomène global d'acidification des eaux douces constaté depuis plusieurs décennies à grande échelle.

Le phénomène en cause est parfois «spontané» sur les affleurements de minéraux sulfurés, naturellement sujets à une oxydation par contact avec l'air et l'eau: de manière lente, il y a production d'acide sulfurique et solubilisation des métaux présents (du fer, mais aussi des métaux hautement toxiques tels que le plomb, l'arsenic ou le mercure, qui peuvent alors contaminer des nappes, cours d'eau ou lacs (figure 21).

Les métaux solubilisés dans les effluents miniers acides sont non-dégradables, bioaccumulables et presque tous de violents poisons du métabolisme pour toutes les espèces animales, l'homme, et la plupart des plantes. Enfin, les DMA ont également un impact visuel sur les paysages: les dépôts de couleur de rouille, sur plusieurs kilomètres de cours d'eau, ou l'aspect dénudé des stocks de déchets miniers sont notables.



Figure 21. . Formation de drainage minier acide de la mine de Chaabet El Hamra

III.6. Impacts des bassins de décantation des résidus de la lixiviation en tas et des installations de stockage de lixiviat

Les impacts des bassins de décantation des résidus de mine, de la lixiviation en tas et des installations de stockage de lixiviats sur la qualité de l'eau peuvent être graves (Kitobo, 2009). Ces effets comprennent la contamination des eaux souterraines en dessous de ces installations et des eaux de surface.

Les substances toxiques peuvent alors lessiver de ces installations, filtrer à travers le sol et contaminer les eaux souterraines, surtout si la base de ces installations n'est pas équipée d'un revêtement imperméable.

Finalement, les bassins de résidus seront ou bien asséchés dans les climats arides, ou bien peuvent libérer l'eau contaminée, dans des climats humides. Dans les deux cas, les techniques de gestion spécifiques sont exigées pour fermer ces dépôts de déchets et réduire les menaces environnementales.

III.7. Conclusion

La restauration des aires d'entreposage de rejets de concentrateur génératrices d'acide abandonnées est un des défis les plus importants à relever pour l'industrie minière, et ce, à l'échelle internationale. Au cours des dernières années, beaucoup d'efforts de recherche ont été investis sur les méthodes visant à contrôler la production du DMA. Ces méthodes ont pour objectif d'éliminer, ou de réduire à des niveaux très faibles, la présence d'air (ou d'oxygène), d'eau ou de sulfures. Comme il s'agit des principales composantes des réactions d'oxydation qui causent le DMA et aussi, dans certains cas le DNC, en éliminant un ou plusieurs de ces éléments, on peut réduire la production de contaminants à des niveaux très faibles.

Les techniques développées sont particulièrement efficaces pour les sites en opération. Cependant, lorsque les rejets miniers générateurs de DMA ou de DNC ont été exposés pendant plusieurs années (voire plusieurs dizaines d'années dans certains cas) aux conditions naturelles environnantes, ces techniques ne permettent pas toujours d'atteindre les objectifs environnementaux visés, en raison de la présence de contaminants dans les pores des rejets miniers, de souches de certaines bactéries et de teneurs en fer suffisantes pour qu'il y ait oxydation indirecte des sulfures.

Afin d'améliorer la performance des méthodes de restauration, il est nécessaire de tenir compte des particularités associés au cas des sites abandonnés. Dans ces cas, la restauration peut impliquer la mise en place de systèmes de traitement passif pour traiter les effluents déjà contaminés avant la mise en place de la technique de restauration, l'amendement des matériaux de surface par de la matière alcaline afin de faire précipiter les métaux contenus dans les eaux interstitielles (particulièrement le fer) sous une forme la plus stable possible afin de réduire la contamination des eaux et l'oxydation indirecte des minéraux sulfureux (qui se produit à bas pH), et le reprofilage des pentes qui ont souvent été construites à même les rejets par la méthode amont.

Chapitre IV. Caractérisation physico-chimique des rejets de Chaabet El-Hamra

IV.1. Introduction

IV .2. Prélèvement et échantillonnage

IV .3. Analyse granulométrique et mesures physico-chimiques

IV .4. Caractérisation des rejets miniers par diffraction des rayons X

IV .5. Composition chimique des rejets

IV. 6. Conclusion

IV.1. Introduction

Le présent chapitre a pour but de décrire les rejets et de les caractériser du point de vue physico-chimique et minéralogique. Cette caractérisation permet de mettre en évidence leurs propriétés intrinsèques qui déterminent leur comportement environnemental.

Les principales caractéristiques retenues dans ce chapitre sont la distribution granulométrique, la composition chimique et minéralogique. Toutes ces informations sont nécessaires à la compréhension, à l'interprétation et à la prédiction des résultats sur le comportement environnemental des rejets.

IV.2. Prélèvement et échantillonnage

d'un poids total égal à 50 kg provenant de la digue de chaabet-el-hamra ont soit prélevés directement sur les sites par les enquêteurs, et avec l'aide des agents de entreprise, cet échantillon est soumis à une homogénéisation puis à un quartage pour atteindre un échantillon représentatif de 600g. Cette procédure d'échantillonnage est effectuée par la méthode de prélèvement par maillage et à cerner les paramètres physico-chimique et minéralogique.

L'échantillonnage est la première et l'une des plus importantes étapes de la caractérisation.

Il permet de réduire la taille de la fraction d'un lot à étudier ainsi que la procédure à suivre pour effectuer le prélèvement de manière à garantir la représentativité.

En effet, quelle que soit la précision des méthodes analytiques utilisées, si l'échantillon n'est pas représentatif, l'évaluation et les conclusions qui en seront tirées risquent de ne pas être en adéquation avec le lot à étudier (Hoenig et Thomas, 2002 ; Nicolas, 2006).

Plusieurs ouvrages spécialisés donnent des théories suffisamment détaillées en ce qui concerne l'échantillonnage. L'application de ces théories dépend du type de matériau concerné.

En ce qui concerne les rejets minéro-métallurgiques dont il est question dans cette étude, les aspects pratiques développés par Pierre GY, applicables dans le domaine du

traitement de minerais, peuvent être utilisés notamment pour la détermination de la taille de l'échantillon.

Pour effectuer le prélèvement, Pierre GY recommande des méthodes probabilistes et considère que toute portion d'un lot obtenu par des voies non probabilistes ne mérite pas d'être considérée comme échantillon et devrait être rejetée car susceptible d'apporter une information trompeuse, plus dangereuse que l'absence d'information (GY, 1998).

Un échantillon moyen représentatif est constitué à partir de plusieurs échantillons élémentaires. La fréquence de prélèvement dans le temps (cas d'un flux) ou la distance entre prélèvements dans l'espace (cas d'un dépôt), qui déterminent le nombre d'échantillons élémentaires à utiliser, doivent être fonction de la variabilité du déchet dans le temps ou l'espace.

En l'absence de l'utilisation de critères rigoureux qui nécessitent une caractérisation intermédiaire de nombreux échantillons, il est possible d'utiliser des repères empiriques ou de tirer parti des informations disponibles sur le processus générateur du déchet ou le mode de constitution du dépôt (Afnor, 1988).

On peut trouver dans les ouvrages spécialisés un grand nombre de plans d'échantillonnage.

La figure 22 présente quelques plans d'échantillonnage classiques tels que synthétisés par (Nicolas, 2007).

_ Cas A : Echantillonnage aléatoire simple

Cette technique est la plus élémentaire et la plus connue. Dans ce cas, si les tirages sont réellement indépendants, la probabilité pour un élément quelconque d'être inclus dans l'échantillon est la même pour tous les éléments : elle vaut n/N (N est la taille de la population et n la taille de l'échantillon). Ce plan d'échantillonnage est qualifié de simple car il est à un seul niveau, chaque élément possédant exactement le même statut dans la population.

Le nombre d'échantillons différents pouvant être tiré de la population est égal au nombre de combinaisons de n éléments tirés parmi N , soit $N!/n!(N-n)!$

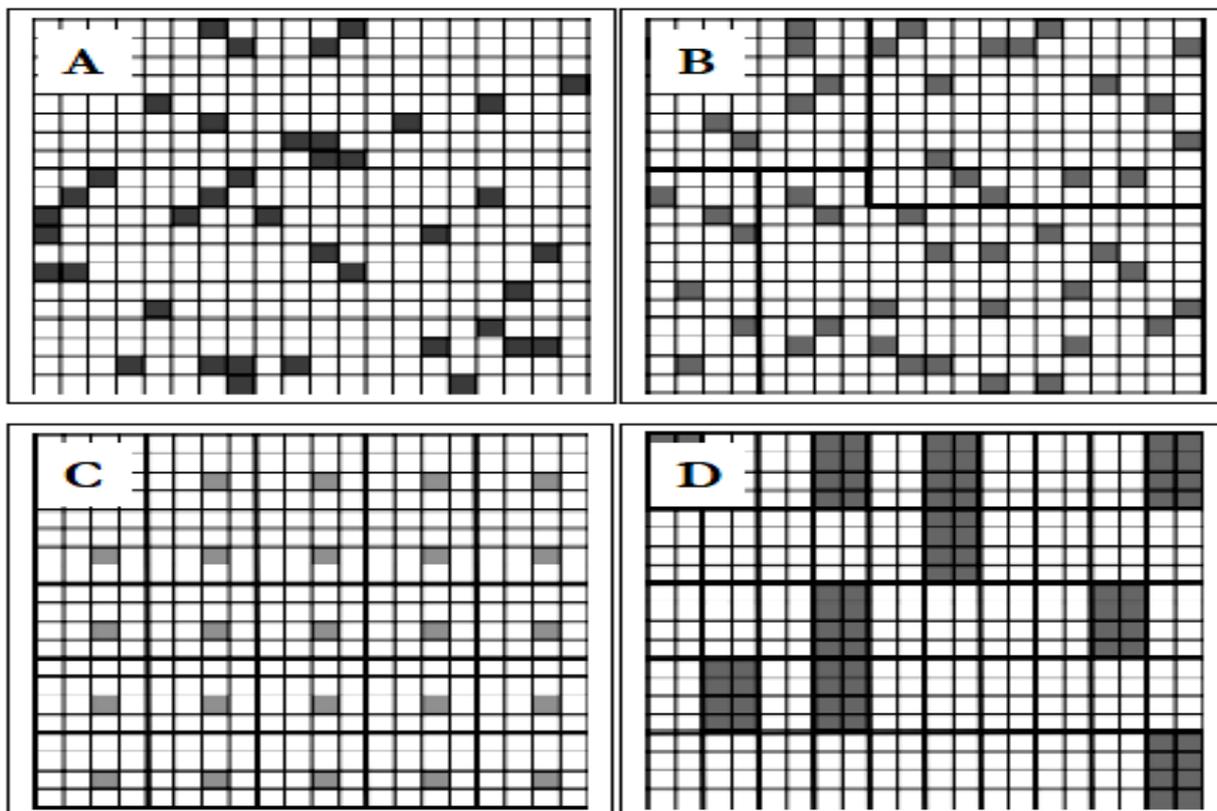


Figure 22. Quelques plans d'échantillonnage classiques (les points de prélèvement sont en grisé)

Les avantages de l'échantillonnage aléatoire simple sont les suivants :

- Il est universel, car il n'exige aucune information préalable sur la population échantillonnée.
- Les estimateurs sont sans biais et facilement calculables, les statistiques classiques (tests d'hypothèses, ...) sont applicables sans problème.

Les inconvénients sont :

- L'incertitude d'échantillonnage est en général plus élevée que pour les autres plans pour lesquels on utilise des informations complémentaires sur la population.
- Il est indispensable de dresser la liste des individus dans la population, ce qui est souvent difficile. Il en résulte donc un biais qui ne peut être corrigé par des méthodes statistiques, mais dont l'importance et le sens peuvent être plus ou moins évalués.

- Afin d'assurer l'équiprobabilité des tirages, il est pratiquement indispensable que tous les éléments de la population soient à peu près équivalents en taille, poids, volume, etc.
- Un exemple d'illustration est le fait qu'en saisissant à la main des insectes dans un volume donné, les plus gros individus ont plus de chance d'être tirés que les autres.

Les autres plans d'échantillonnage supposent des connaissances préalables sur la population, ce qui permet d'optimiser le choix des individus.

_ Cas B : Echantillonnage stratifié

L'échantillonnage stratifié est un échantillonnage à plusieurs niveaux, afin de tenir compte d'une structure sous-jacente, qui existe pratiquement toujours dans la population.

Le principe est de subdiviser la population, initialement hétérogène, en sous-populations ou strates plus homogènes. Ceci nécessite des connaissances préalables sur la population.

_ Cas C : Echantillonnage systématique

L'échantillonnage systématique, au sens statistique du terme, n'est pas opposé à l'échantillonnage aléatoire, au contraire, il s'agit d'un cas particulier d'échantillonnage aléatoire. Plutôt que d'essayer de trouver, par tirage aléatoire simple, l'individu où qu'il puisse se trouver, on préfère, dans certains cas, se simplifier la tâche en partant d'un élément tiré au hasard et en prélevant ensuite des éléments régulièrement espacés suivant un pas choisi généralement en fonction du coût de l'échantillonnage.

Par rapport à l'échantillonnage aléatoire simple, les avantages de l'échantillonnage systématique sont :

- Il est toujours plus représentatif si les éléments de la population sont auto-corrélés positivement ou bien s'ils présentent une tendance. Ce qui signifie que deux éléments proches sont assez semblables. L'échantillonnage aléatoire simple va choisir, par le fait du hasard, aussi bien des éléments proches que des éléments éloignés, ce qui entraîne des redondances dans l'échantillonnage.

- Le plan systématique est supérieur dans ce cas, puisqu'il impose une distance minimum entre les éléments et répartit mieux les éléments de l'échantillon dans la population.
 - Il est également plus précis si le caractère étudié varie linéairement avec le numéro d'ordre des éléments dans la série. Ce phénomène peut apparaître en écologie dans un gradient d'altitude, de distance à la côte, de hauteur de végétation ou dans l'évolution temporelle d'un phénomène.
 - Il est plus commode à mettre en œuvre pratiquement sur le terrain, notamment par le fait que seul le premier élément doit être choisi au hasard.
- Les inconvénients sont :
 - Il est moins performant que l'échantillonnage aléatoire simple si les éléments de la population apparaissent selon une séquence qui engendre des variations périodiques du caractère étudié et si, justement, le pas de sondage est voisin de cette période.
 - Echantillonner par exemple la température de l'air tous les jours à midi risque fort de fournir une estimation de la température moyenne journalière nettement surestimée par rapport à la réalité. Or, les phénomènes cycliques (dans le temps ou dans l'espace) sont fréquents dans la nature. On ne se laissera pas prendre au piège des rythmes "évidents", comme les rythmes circadien, lunaire, saisonnier ou annuel. Par contre, certaines régularités naturelles insoupçonnées passent parfois inaperçues. Un échantillonnage de maisons dans une rue en lotissements structurés peut, par exemple, conduire à choisir systématiquement des maisons plus grandes que les autres.

IV.3. Analyse granulométrique et mesures physico-chimiques

IV.3.1. Matériels et méthode

Echantillon de 600g des rejets de Chaabat El-Hamra a été prélevé de la digue Il a été séché à l'étuve à une température de 70° à 80°C pour éliminer l'humidité. L'analyse granulométrique a été effectuée au moyen d'une série de tamis de dimensions des mailles comprises entre 4 mm et 0,045 mm , les expériences sont réalisés au laboratoire de valorisation des ressources minières et environnement du département des mines (*LAVAMINE*) de l'université d'Annaba.

IV.3.2 Résultats et interprétations

a) Analyse granulométrique

L'analyse granulométrique des rejets de la digue a été réalisée et les résultats sont présentés dans le tableau 3 suivant :

Tableau 3. Résultat de répartition granulométrique des rejets de traitement de minerai Zinc

Tranche granulométrique (mm)	Rendement poids (g)	en Rendement (%)	Refus cumulé Rc (%)	Passant cumulé Pc (%)
>4	16.70	2.78	2.78	97.22
-4 +2	37.1	6.18	8.96	91.04
-2 +1	39.29	6.54	15.5	84.50
-1 +0.5	38.70	6.45	21.95	78.05
-0.5 +0.25	64.60	10.76	32.71	67.29
-0.25 +0.125	98.96	16.49	49.2	50.80
-0.125 +0.063	117.44	19.57	68.77	31.23
-0.063 +0.045	52.67	8.77	77.54	22.46
<0.045	134.54	22.42	100	0
	600	100		

Les résultats obtenus sont présentés dans le schéma de la figure 23.

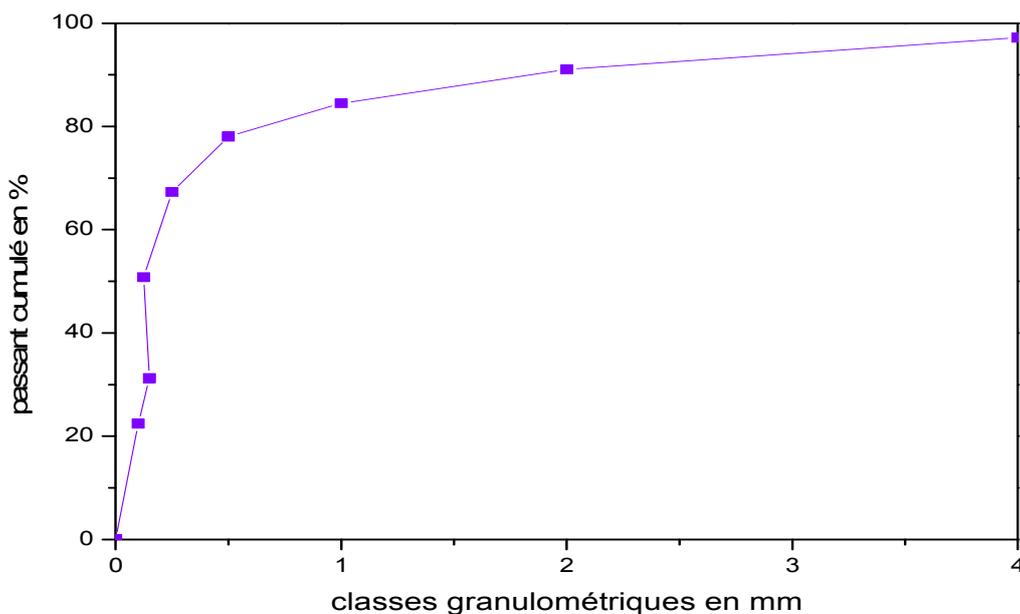


Figure 23. Courbe de la répartition granulométriques des rejets miniers sulfurés de la digue de Chaabet-El-Hamra

La courbe granulométriques a une allure presque identique caractérisée par un étalement le long du profil granulométrique, selon la courbe, on remarque que plus de 80% des particules des rejets miniers sont inférieurs à 1mm ce qui présente une population homogène.

VI.4. Caractérisation des rejets miniers par diffraction des rayons X

La technique de diffraction des rayons X (DRX) d'étude sans contact, est couramment utilisée pour identifier les espèces minérales d'une matrice solide. Elle permet entre autres de distinguer les structures des espèces minérale de même composition chimique mais de structures cristallines différentes, telles que l'aragonite et la calcite (Erwan, 2012). Elle est aussi utilisée pour déterminer la nature et parfois quantifier les minéraux cristallins contenus dans un solide. Elle peut aussi être utilisée pour déterminer le degré de cristallinité dans certaines phases.

Lorsqu'un faisceau de rayon X est diffracté par une famille de plans cristallographiques, il s'en suit un phénomène d'interférences constructives et destructives en fonction de la structure cristallographique considérée, de la longueur d'onde et de l'angle du faisceau incident.

Toutefois, si l'échantillon analysé contient une phase amorphe (ou vitreuse) importante, l'analyse DRX ne permettra d'avoir qu'une caractérisation partielle de la matrice solide.

Dans ce paragraphe nous détaillerons le principe sur lequel cette technique repose, les dispositifs expérimentaux utilisés, et enfin les notions nécessaires à une analyse qualitative des diffractogrammes mesurés (Erwan, 2012).

L'analyse minéralogique a donc été réalisée dans le but de déterminer les phases minéralogiques présentes dans les échantillons. Cette analyse peut permettre d'identifier les phases majeures de la gangue et celles porteuses des éléments suivis (Verstraet, 2005). L'identification des phases minérales cristallisées a été réalisée par diffraction des rayons X (DR-X) (Verstraete, 2005).

Le réseau cristallin est constitué de plans parallèles et équidistants appelés plans réticulaires. Les distances inter-réticulaires, $(dhk)l$, i.e. Les distances entre les plans d'une même famille (hkl) où h , k et l sont les indices de Miller, sont caractéristiques du cristal considéré (Ferhati, 2011). Le principe de la mesure est illustré sur la figure 24.

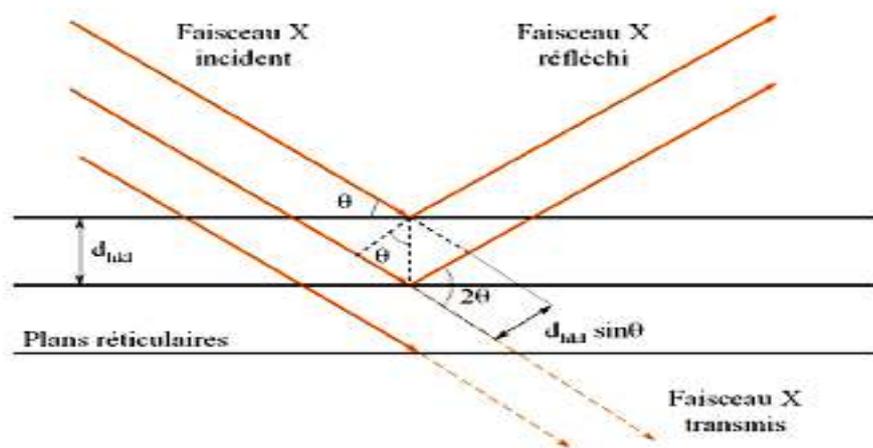


Figure 24. Dispositif expérimental de la diffraction X

Un faisceau monochromatique de longueur d'onde λ est envoyé sur le système cristallin selon un angle incident Θ par rapport à la surface de l'échantillon, et l'intensité réfléchi (2Θ) est spéculairement mesurée. Les interférences sont constructives si elles répondent à la méthode de diffraction des rayons X qui repose sur la loi de Bragg (Mason et Berry, 1968). Le faisceau incident n'est diffracté que dans certaines directions données par les différentes familles de plans réticulaires (h, k, l) (Kheloui, 2011 et Coussy, 2011).

$$2d_{hkl} \sin \Theta = n \lambda$$

La distance interréticulaire d_{hkl} caractéristique de l'échantillon est déduite de la valeur

2θ (Angle de diffraction) par la loi de Bragg (Kerdoud, 2005).

$$2d_{hkl} \sin \theta = n \lambda$$

Où : n : Nombre entier qui est l'ordre de diffraction. λ : Longueur d'onde du faisceau incident.

d_{hkl} : Distance interréticulaires.

Θ : Angle de faisceau incident par rapport au plan réticulaire.

IV .4.1. Matériel et méthode

L'identification des phases minérales cristallisées a été réalisée par diffraction des rayons X (DRX) sur poudres désorientées à l'aide d'un diffractomètre Bruker modèle D8 opérant par réflexion sous incidence $K\alpha_1$ du cobalt et muni d'un détecteur à scintillation.

La préparation a été faite sous forme de poudre désorientée afin de diminuer les phénomènes d'orientation préférentielle. Ce type de préparation favorise l'interaction entre le faisceau incident et un plus grand nombre de cristallites, ce qui permet de mieux rendre compte de toutes les phases présentes dans l'échantillon.

IV.4.2. Résultats et interprétations

Les principales observations d'après les diffractogrammes sont résumées dans la figure 25, On constate que les rejets de la digue montrent que les principaux minéraux contenu dans ces résidus sont : marcassite, molybdénite, greenockite, scotlandi et covellite.

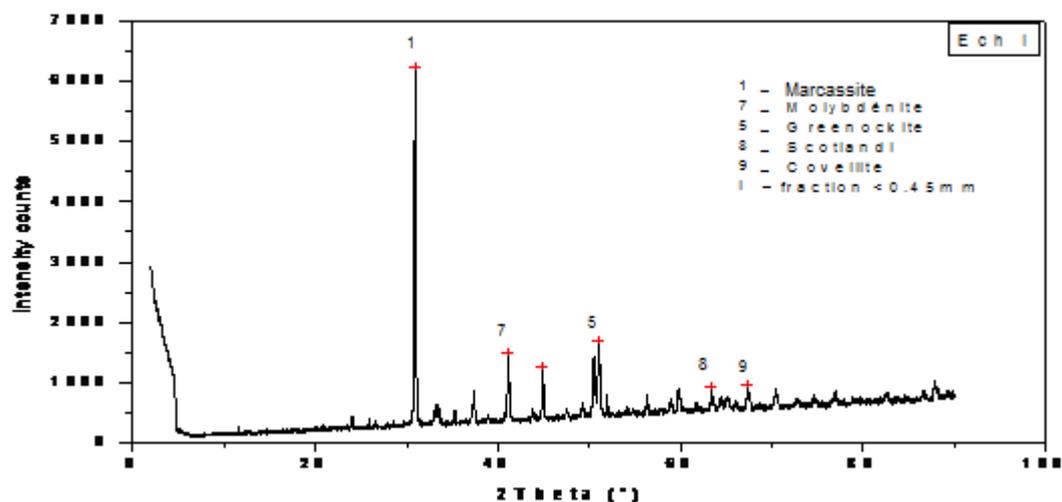


Figure 25. Composition minéralogique des rejets miniers de la fraction inférieure 0.45mm

D'après la caractérisation granulométrique et minéralogique réalisée par diffractomètre à rayons X sur le site de la digue, les résultats obtenus par DRX sont donnés dans le tableau 4.

Tableau 4. Composition minéralogique des classes granulométriques de la digue de Chaabet-El-Hamra (Sétif)

N°	Echantillons par classe	Minéraux identifiés
1	> 4	Marcassite (FeS_2), Réalgar (AsS), covellite (CuS)
2	-4 +2	Marcassite (FeS_2), Réalgar (AsS), bornite (Cu_5FeS_4)
3	-2 +1	Marcassite (FeS_2), Réalgar (AsS), sphalérite (ZnS)
4	-1 +0.5	Marcassite (FeS_2), Anglesite (PbSO_4), chalcosine (Cu_2S)
5	-0.5 +0.25	Marcassite (FeS_2), chalcopyrite (CuFeS_2)
6	-0.25 +0.125	Marcassite (FeS_2), Greenockite (CdS), bornite (Cu_5FeS_4)
7	-0.125 +0.63	Marcassite (FeS_2), chalcopyrite (CuFeS_2), Linnaéite (CoS), sphalérite (ZnS), chalcosine (Cu_2S)
8	-0.63 +0.45	Marcassite (FeS_2), chalcopyrite (CuFeS_2), covellite (CuS), chalcosine (Cu_2S)
9	< 0.45	Marcassite (FeS_2), Molybdénite (MoS), Greenockite (CdS), Covellite (CuS),

Des analyses minéralogiques ont été effectuées afin d'identifier les minéraux d'origine dans les rejets ainsi que ceux pouvant se former suite à des phénomènes d'altération.

Les minéraux de cuivre d'origine sont la chalcopryrite (CuFeS_2) en forte proportion, la bornite (Cu_5FeS_4), la chalcosine (Cu_2S) et la covelline (CuS) en faible proportion ; le zinc était principalement sous forme de sphalérite (ZnS).

Outre ces minéraux, étaient également présents la galène (PbS), la pyrite (FeS_2), la marcasite (FeS_2), l'arsénopyrite (FeAsS), des traces de renierite ($\text{Cu}_3(\text{Zn,Fe,Ge})(\text{S,As})_4$), la tennantite ($\text{Cu,Fe,Zn,Ag})_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$, la briartite $\text{Cu}_5(\text{Zn,Fe})\text{GeS}_4$, la gallite (CuGaS_2) et une gangue principalement formée de dolomite ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$).

Tous les minéraux identifiés sont illustré dans le tableau 5 selon leurs caractérisations naturelles

Tableau 5. Composition minéralogique de la digue de Chaabet-El-Hamra (Sétif)

classes	Minéraux principaux	Minéraux accessoires
Sulfures	Bronite	Arsénopyrite
	Covelline	Digénite
	Chalcopryrite	Tennantite
	Galène	Réniérite
	Marcassite	Tétraédrite
	Pyrite	
	Sphalérite	
Carbonates	Calcite	Malachite
	Dolomite	
Oxydes	Chlorite	Goethite
	Muscovite	
	Quartz	

Digénite : Cu_2S

Chlorite : $(\text{Mg,Fe})_5\text{Al}_2\text{Si}_3\text{O}_{10}$

Goethite : FeOOH

Malachite : $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$

Muscovite : $\text{KAl}_2\text{AlSi}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_2$

Tennantite $(\text{Cu,Fe,Zn,Ag})_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$

Tétraédrite : $(\text{Cu,Fe,Zn,Ag})_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$

IV.5. Composition chimique des rejets

IV.5.1. Matériels et méthodes

Les analyses chimiques des rejets ont été réalisées par Spectrométrie d' Absorption Atomique et par Spectrométrie d' Emission Atomique utilisant un Plasma à Couplage Inductif. Pour la Spectrométrie d' Absorption Atomique (SAA), les échantillons solides ont été broyés à 63 μ m, mis en solution par dissolution dans l'acide chlorhydrique (HCl) précédée d'une fusion au peroxyde de sodium (Na₂O₂), les échantillons solides fondus au métaborate de lithium (LiBO₂) et dissous dans l'acide nitrique (HNO₃) avant d'être analysés.

L'appareil utilisé est de type Jobin-Yvon JY 70Type II, Le principe de fonctionnement de cet appareil repose sur l'émissivité. Tout élément est émissif par excitation lorsqu'il est porté à une température suffisamment élevée (environ 8.000°C). L'étude spectrale des échantillons repose sur la mesure du rayonnement émis.

L'échantillon à analyser est nébulisé dans un plasma d'argon entretenu par induction électromagnétique. L'intensité du rayonnement émis selon une longueur d'onde correspondant à l'élément à doser permet d'en déterminer la concentration dans l'échantillon.

La mise en solution est une étape très importante de l'analyse chimique des échantillons solides. Quelle que soit la sensibilité de l'appareil ou la précision des mesures, si la mise en solution n'est pas complète on ne peut pas obtenir des résultats corrects.

Dans notre étude, la mise en solution des échantillons solides a été réalisée par fusion alcaline et dissolution dans Hcl ou HNO₃

IV.5.2. Résultats et interprétations

Les analyses panoramiques ont été réalisées par Spectrométrie d' Absorption Atomique et par Spectrométrie d' Emission Atomique sur 10 échantillons et ont permis la recherche de 14 éléments.

Les résultats sont présentés dans le tableau 6, quant aux analyses chimiques quantitatives effectuées par SAE et par spectrométrie d'absorption atomique SAA, les résultats présentés dans le tableau 7 permettent de distinguer trois catégories d'éléments :

-les éléments majeurs : présents à des concentrations supérieures à 0,1% en masse ;

-les éléments mineurs : présents à des concentrations inférieures à 0,1% ;

-les éléments traces et ultra-traces : de l'ordre de 0,01% (100 ppm) à la limite de détection (30 à 50 ppm).

Tableau 6. Teneurs moyennes en ETM des échantillons analysés

N° échantillon	Classe granulométrique	Ca%	K%	Na%	Fe%	Mg%	HCO ³⁻ %	SO ₄ ²⁻ %
A1	> 4	12.82	0.50	3.54	8.64	1.24	115.91	10.36
B2	-4 +2	13.12	0.37	2.42	8.64	0.84	341.05	13.94
C3	-2 +1	13.80	1.05	1.05	8.75	1.47	329.45	67.39
D4	-1 +0.5	15.54	0.69	2.35	6.82	0.88	353.85	8.26
E5	-0.5 +0.25	16.49	0.40	2.69	7.39	0.82	341.85	6.87
F6	-0.25 +0.125	16.52	0.29	2.35	7.16	0.89	335.55	7.73
G7	-0.125 +0.63	13.70	0.20	3.33	6.82	1.22	0.52	7.44
H8	-0.63 +0.45	14.11	0.26	2.69	7.62	0.76	0.55	12.66
I9	< 0.45	13.84	0.33	1.42	7.33	0.89	0.50	10.12
J10	Echantillon primaire	16.49	0.37	1.22	7.39	1.10	0.65	12.22

Tableau 7. Teneurs moyennes en ETM des échantillons analysés par spectrométrie d'absorption Atomique

N° échantillon	Classe granulométrique	Zn%	Pb%	Cd%	Cu%	As%
A1	> 4	0,77	0.015		0.147	0.003
B2	-4 +2	0.78	0.005		0.127	
C3	-2 +1	0.63	0.003		0.125	
D4	-1 +0.5	0.78	0.003	<0.003	0.265	
E5	-0.5 +0.25	1.38	0.003		0.146	<0.003
F6	-0.25 +0.125	1.56	0.100	0.024	0.615	
G7	-0.125 +0.63	0.52	0.090	0.022	0.300	0.019
H8	-0.63 +0.45	0.55	0.092		0.725	0.022
I9	< 0.45	0.50	0.024	<0.003	0.240	0.003
J10	Echantillon primaire	0.65	0.140	0.20	0.385	0.011

Selon les résultats obtenus en ETM illustrés dans les tableaux 6 et 7 montrant que les rejets miniers de Chaabet El Hamra sont de teneurs moyennes en élément calcium soit de 16,50% contre l'ion sulfate de 12% ainsi que l'élément fer de 7,40%.

Tous ces métaux sont d'une teneur supérieur à la teneur limite admissible. A cet effet, une minimisation de ces teneurs est nécessaire par séparation physico-chimique ou chimique en vu d'une protection et l'enrichissement en particulier les eaux contre le drainage minier acide.

D'autres analyses chimiques des rejets ont été réalisées par Spectrométrie d'Absorption Atomique (SAA) mis en solution dans l'acide chlorhydrique (HCl) précédée d'une fusion au peroxyde de sodium (Na_2O_2), les résultats obtenus sont présentés dans le tableau 8.

Tableau 8. Analyses chimiques des rejets miniers de Chaabet El Hamra de la fraction 74 μm

Zn	Fe	S	Ca	Cu	Pb	Cd	As	K	Na	Mg	CO ₂	SO ₄ ²⁻
1,38	8,75	9,33	16,49	0,50	0,09	0,02	0,03	0,40	2,69	2,69	6,73	12,66

Au vu de ces résultats les rejets miniers de Chaabet El Hamra sont porteurs des métaux lourds (Cu, Cd, As, Pb) et le zinc d'une valeur élevée. Le teneur de 9% soufre est susceptible de présenter un danger probable de drainage minier acide (DMA) en présence d'air et de l'écoulement des eaux superficielles.

Cependant la directive Canadienne (019) relative à l'industrie minière et l'environnement, les concentrations en ETM ne doivent pas dépasser les valeurs suivantes dans le rejet final (tableau 9).

Tableau 9. Exigences au point de rejet de l'effluent final

PARAMÈTRE	CONCENTRATION MOYENNE MENSUELLE ACCEPTABLE	CONCENTRATION MAXIMALE ACCEPTABLE
Arsenic extractible	0,2 mg/l	0,4 mg/l
Cuivre extractible	0,3 mg/l	0,6 mg/l
Fer extractible	3 mg/l	6 mg/l
Nickel extractible	0,5 mg/l	1 mg/l
Plomb extractible	0,2 mg/l	0,4 mg/l
Zinc extractible	0,5 mg/l	1 mg/l
Cyanures totaux	1 mg/l	2 mg/l
Hydrocarbure (C10-C50)		2 mg/l
Matières en suspension	15 mg/l	30 mg/l

L'analyse du CO₂ permet d'évaluer la teneur en carbonate et donne une indication sur la nature de la gangue. Celle du soufre donne une indication sur la nature du minerai (oxydé ou sulfuré).

Les deux analyses peuvent permettre d'évaluer le caractère acidogène du rejet. Le tableau 10 donne les teneurs en CO₂ et soufre total des échantillons analysés.

Tableau 10. Teneurs en CO₂ et en S total des échantillons des rejets

Echantillon	Teneur en pourcentage	
	CO ₂ total	S total
A1 +4	0.59	0.19
B2 -4 +2	0.25	0.07
C3 -2 +1	1.28	0.10
D4 -1 +0.5	0.50	0.04
E5 -0.5 +0.25	0.14	0.03
F6 -0.25 +0.125	1.95	0.10
G7 -0.125 +0.63	6.73	3.33
H8 -0.63 +0.45	5.81	3.18
I9 -0.45 +0	1.07	1.20
J10 Représentatif	3.03	9.33

Les résultats du tableau 10 confirment les données recueillies auprès des entreprises et relatives à la nature de minerais ayant générés les rejets. Les valeurs élevées des teneurs en

CO₂ (échantillons G7 et H8) indiquent une gangue carbonatée et les valeurs faibles (échantillons E5, A1 et B2).

Les valeurs élevées en S (échantillons G7 à J10) indiquent que le rejet est sulfuré, tandis que les valeurs relativement moins élevées (échantillons A1 à F6) se rapportent au rejet d'un minerai mixte.

Au vu de ces résultats, seuls les échantillons G7 et H8 sont susceptibles de présenter des risques de drainage minier acide.

IV.6. Conclusion

L'analyse chimique élémentaire donne la composition chimique totale sans renseigner sur la minéralogie. Ceci ne suffit pas à caractériser un échantillon de rejet solide. L'analyse minéralogique a donc été réalisée dans le but de déterminer les phases minéralogiques présentes dans les échantillons. Cette analyse peut permettre d'identifier les phases majeures de la gangue et celles porteuses des éléments suivis.

Chapitre V. Test de désulfuration environnemental par flottation

- V.1. Introduction
- V.2. La désulfuration environnemental et son application industrielle
- V.3. Principe de la flottation
- V.4. Type de flottation
- V.5. Réactifs de flottation
- V.6. Étapes de la séparation par flottation
- V.7. Flottation du minerai sulfuré de zinc et de pyrite à gangue carbonatée
- V.8. Détermination du potentiel générateur d'acide (PA)
- V.9. Détermination du potentiel de neutralisation (PN)
- V.10. Tests de désulfuration par flottation
- V.11. Utilisation de rejets désulfurés dans les recouvrements
- V.12. Conclusion

V.1. Introduction

C'est l'extraction des minéraux porteurs de soufre présents dans les gisements de charbon, la désulfuration a été utilisée dans le cas du retrait des minéraux sulfurés, contenus dans les rejets de traitement, générateurs d'acidité dès leur sortie du circuit de traitement.

La désulfuration environnemental mène à la création d'une fraction résiduelle non génératrice pouvant être valorisée (Aubertin et al., 2002 ; Bussièrè et al.,2003) et d'une fraction concentrée en sulfures.

V.2. La désulfuration environnemental et son application industrielle

Cette dernière pourra être gérée plus facilement du fait de son moindre volume, par exemple en l'incorporant comme remblai en pâte souterrain, soit par stockage en surface localisée dans des zones aménagées en fonction de son haut potentiel de génération acide (Benzaazoua et al., 1998 ; Benzaazoua et al., 2000b), ou bien encore en tant que matière première à la production d'acide sulfurique.

Le rejet désulfuré peut être valorisé dans des couvertures de type CEBC (Figure 26)

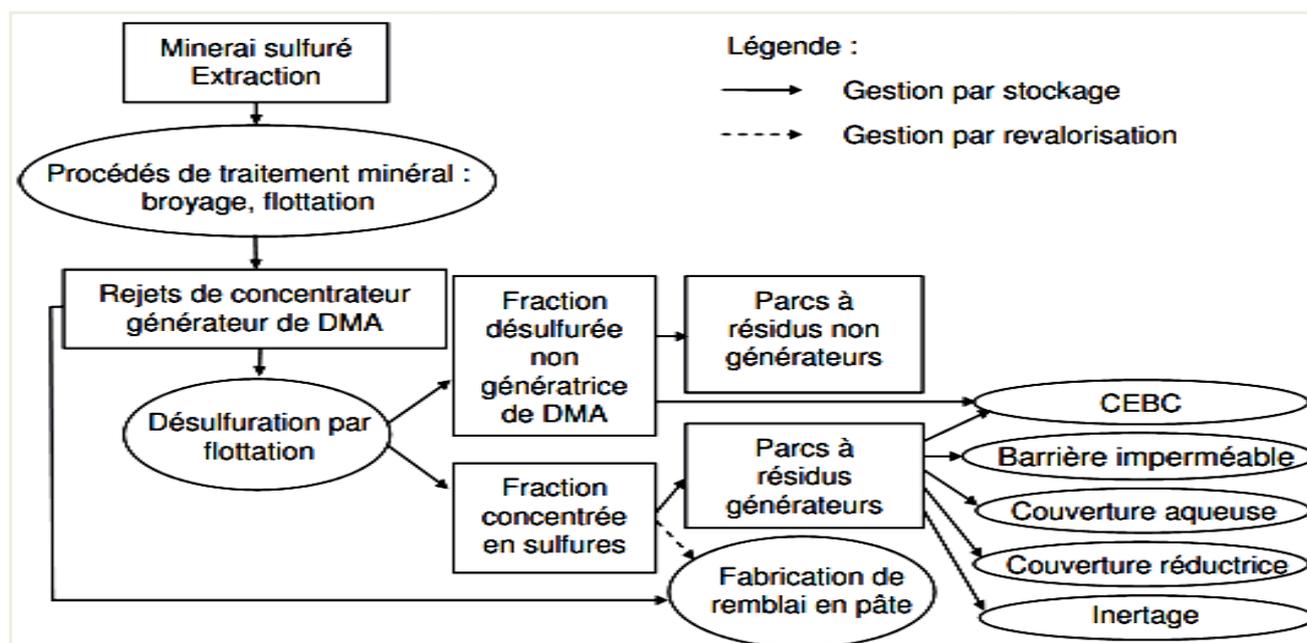


Figure 26. Gestion intégrée des rejets de traitement par désulfuration environnementale (Mermillod-Blondin, 2005b).

La principale technique consiste à extraire la quantité optimale de minéraux responsables de la génération du drainage acide et de la pollution métallique des effluents (les sulfures), avant la sortie du circuit de traitement du minerai, et donc avant son dépôt en surface dans les aires d'accumulation.

Il s'agit de retirer suffisamment de sulfures pour que le résidu final possède un équilibre PA versus PN, tel qu'il ne soit pas générateur d'acide. Cette technique est appelée « désulfuration environnementale »

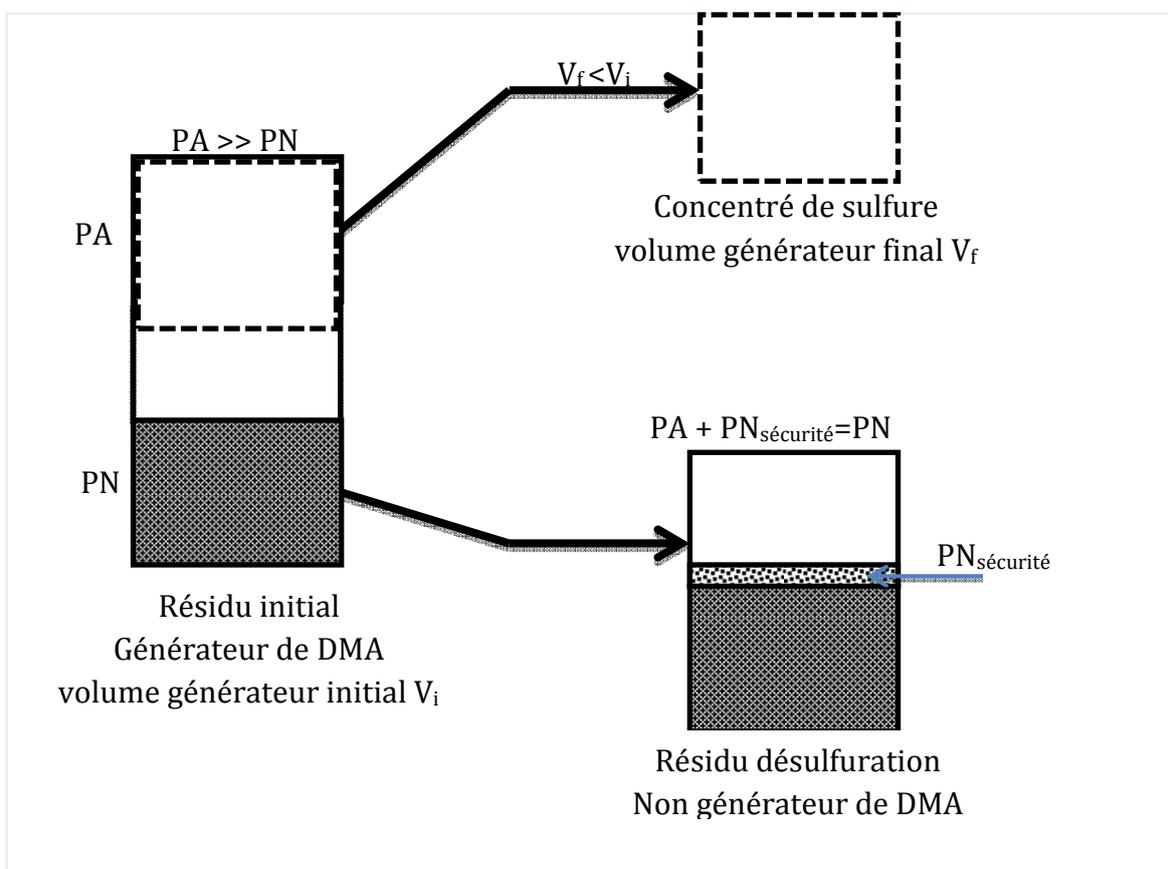


Figure 27. Schéma illustrant le principe à la base de la désulfuration environnementale d'un rejet de traitement

La figure 27 synthétise la place centrale de la désulfuration dans le cadre d'une stratégie globale de gestion intégrée des rejets de traitement sulfurés, en association avec la chaîne traditionnelle de traitement des minerais.

V.3. Principe de la flottation :

Le principe de la flottation peut être décrit de la manière suivante :
Les particules solides que l'on désire séparer, et qui doivent être idéalement constituées d'une seule phase, sont mises en suspension dans l'eau, et le système est appelé pulpe.

On traite tout d'abord cette pulpe avec certains réactifs chimiques, dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface de certains solides, de manière à ce qu'elle ait une plus grande affinité pour l'air que pour l'eau. (Boutin, 2006)

Parmi les réactifs qui sont utilisés, un ou plusieurs sont appelés collecteurs, plus généralement, surfactants et ont pour fonction de modifier l'hydrophobicité à la surface des particules.

A la fin de la phase de conditionnement, la surface des particules constituées de la phase solides que l'on désire séparer est seule devenue hydrophobe, ce qui permet de réaliser une flottation différentielle.

La pulpe ainsi conditionnée est alors introduite dans des cellules de flottation, c'est-à-dire des réacteurs munis d'agitateurs, de diaphragme, ou d'électrodes qui dispersent ou engendrent des bulles d'air dans la suspension.

Les bulles d'air vont se fixer sur les particules dont la surface est hydrophobe. Sous l'action de la poussée d'Archimède résultante, l'ensemble particule + bulle flotte à la surface de la cellule dans une écume (mousse) dynamiquement stable, formée un agent moussant.

La flottation peut être décomposée en un certain nombre d'opérations élémentaires :

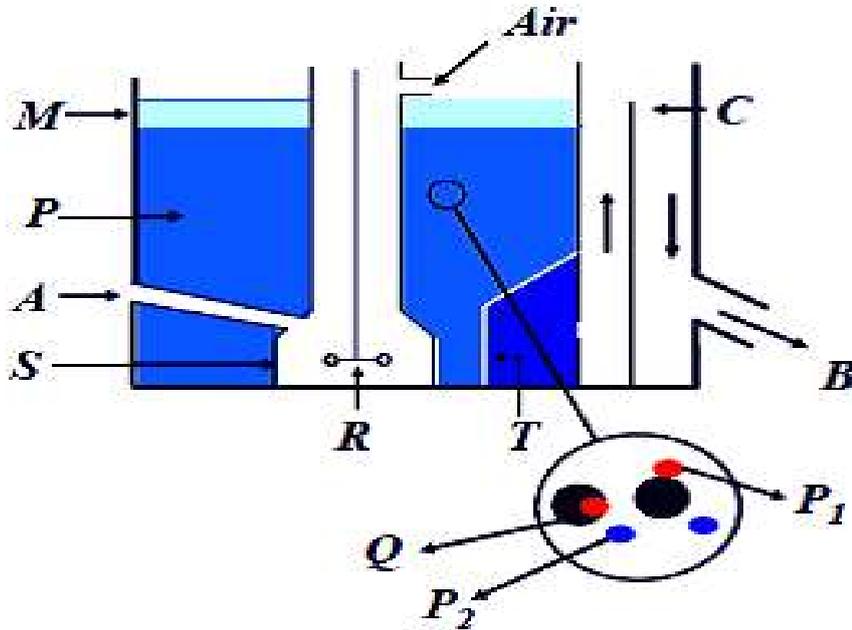
- Adsorption de surfactants à l'interface solide/solide aqueuse, afin de conférer une hydrophobicité suffisante à l'interface;
- Modulation de l'adsorption de ces surfactants;
- Contact entre les particules solides et les bulles d'air;
- Transfert de l'agglomérat élémentaire particule – bulle dans l'écume.

V.4. Machines de flottation :

V.4.1 Flottation en cellule

- Mettre/maintenir les particules en suspension
- Disperser les bulles d'air
- Assurer le contact bulle-particule
- Assurer une zone à faible turbulence en haut de l'écume
- Permettre l'extraction de l'écume
- Transfert des particules aux points de décharge

- Fournir des conditions de mélange parfait
- Démarrage après arrêt/sédimentation de la pulpe (figure 28)



A : alimentation

B : sortie de la pulpe

C : contrôle de niveau

M : mousse

P : pulpe

P₁ : minéral hydrophobe

P₂ : gangue hydrophile

Q : bulle d'air

R : rotor

S : stator

T : baffle

Figure 28. Schéma de La cellule de flottation

*** Parties d'une cellule :**

- Structure extérieure : – parallélépipède rectangulaire
– cylindrique
- Agitateur
- Dispositif d'aération
- Système d'alimentation
- Sorties pour produits (figure 29).

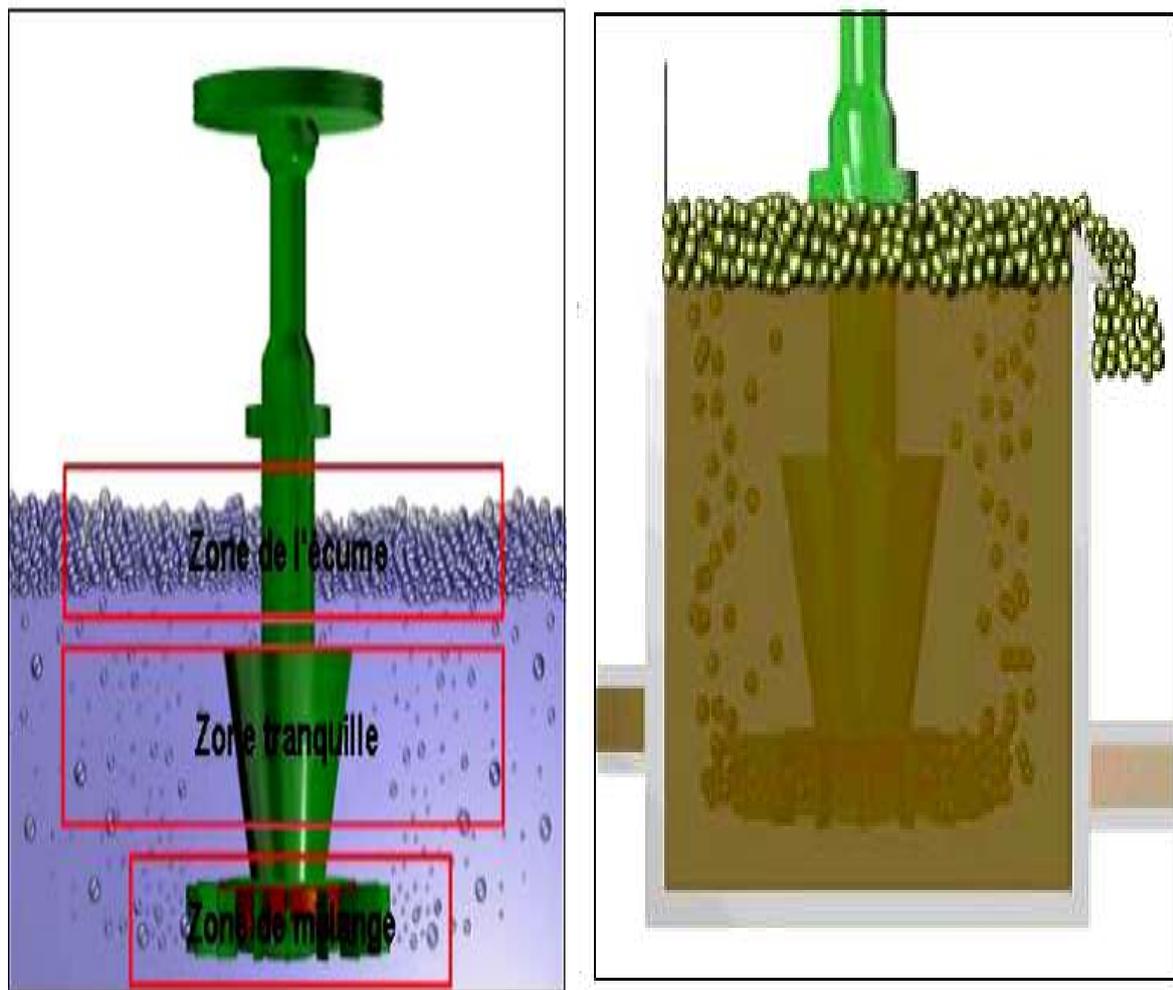


Figure 29. Parties de fonctionnement de la cellule de flottation

V.4.2. Flottation en colonne :

La flottation en colonne est devenue une des plus importantes technologies de séparation dans l'industrie du traitement de minerais. Certains s'en servent pour effectuer la séparation de divers métaux métalliques (cuivre, molybdène, fer, plomb, zinc, nickel, or et l'argent).

D'autres s'en servent pour la séparation de certains minéraux d'application industriel (charbon, kadinite, phosphate, astrakanite, carbonate, etc.).

Cet appareil est en principe un simple tube avec une hauteur plus grande que l'aire de sa surface transversale. Il n'y a pas de partie mobile à l'intérieur de la colonne (figure 30). Celle-ci se présente en deux zones différentes : la zone de collection et la zone d'écume. Ces

deux zones se trouvent séparées par l'interface pulpe-écume, laquelle détermine la longueur de chacune d'elles.

Elles se différencient de plus par leur contenu d'air (10 à 25% pour la zone de collection et supérieur à 60% pour la zone d'écume). Les colonnes industrielles ont généralement une hauteur de 9 à 15m et un diamètre de 0.5 à 3m. La zone de collection est approximativement de 75 à 90% de la longueur totale. Un système de génération de bulles d'air est inclus à la base de la colonne et un débit d'eau de lavage est additionné au sommet pour pouvoir effectuer un nettoyage de la mousse (concentré)

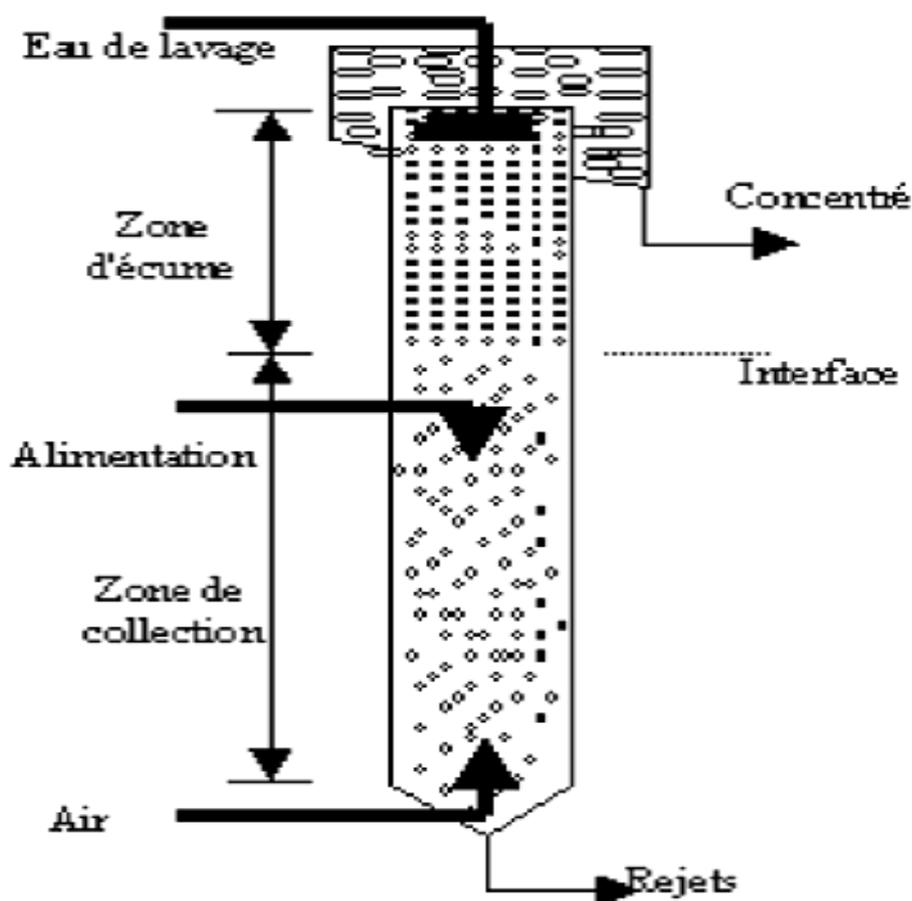


Figure 30. Schéma d'une colonne de flottation

V.5. Réactifs de flottation :

On classe les réactifs de flottation suivant leurs propriétés, en:

V.5.1 Moussants :

Le moussant, par définition, intervient à l'interface liquide/gaz. Il a trois fonctions essentielles. La première fonction est de créer des interfaces liquide gaz importantes.

Les bulles d'air dispersées dans les pulpes ont des distributions dimensionnelles très étendues, allant généralement du dixième de millimètre à plusieurs millimètres au départ, suivant les dispositifs utilisés.

En présence de moussant, les bulles sont beaucoup plus petites de 0.1 à 1mm (0.5mm en moyenne). Elles ont une forme très voisine d'une sphère (en raison de la très grande élasticité de leur surface que leur confère le tensioactifs adsorbés), alors que les bulles, en absence des moussants, ont des formes allongées.

La forme intervient sur la vitesse d'ascension des bulles dans les pulpes, qui est d'autant plus faible que la forme se rapproche de celle d'une sphère pour un volume donné. Enfin, l'aire globale de l'interface liquide - gaz augmente avec la finesse des bulles.

La deuxième fonction consiste à faciliter la fixation à l'interface liquide gaz des particules collectées, par adsorption avec le collecteur, comme le démontre l'augmentation de l'angle de contact. (figure 31). Le revêtement collecteur se trouverait donc plus solidement adsorbé.

La troisième fonction est de donner une écume (mousse - particules) pseudo stable au dessus de la cellule de flottation. L'écume sert de milieu de séparation des particules solides que l'on désire récupérer de celles qui ne flottent pas.

Son rôle mécanique est essentiel. Elle a également, suivant sa hauteur, un rôle de concentration secondaire.

En raison de la grande turbulence existant dans les cellules de flottation et des courants parasites qui existent dans les traînées des particules et des bulles qui pénètrent dans l'écume, une certaine quantité de particules hydrophiles est entraînée mécaniquement.

Ces particules retombent dans la pulpe, drainées par le courant d'eau descendant de la partie supérieure de l'écume et provenant de la rupture des films d'eau composant les bulles d'air, dans des conditions de faible turbulence.

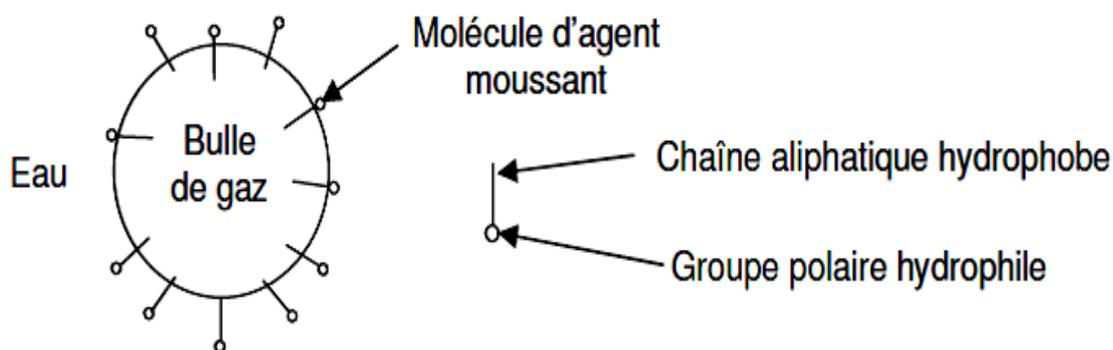


Figure 31. Interaction eau-bulle de gaz et agent moussant

V.5.2 Collecteurs ou surfactants :

Ce sont des tensioactifs organiques, comme le dithiophosphate ou le xanthate, donnant l'hydrophobicité aux surfaces de certains minéraux.

- Propriétés caractéristiques :

Les tensioactifs ont des propriétés très particulières qui sont liées à leurs caractères amphiliques (lipophile, hydrophile). Leurs molécules sont constituées d'une longue chaîne hydrocarbonée hydrophobe et d'un groupe polaire hydrophile.

Grâce à cette double nature, les molécules tensioactives forment des agrégats moléculaires en solution aqueuse connus sous le terme de micelles.

Dans ces derniers, les groupes polaires sont orientés de manière à avoir un contact maximal avec l'eau, tandis que la partie polaire est éloignée le plus possible des molécules d'eau.

Les propriétés des tensioactifs sont à l'origine de leurs nombreuses applications industrielles tels que les inhibiteurs de corrosion, agents de flottation des métaux précieux et surtout détergents.

Les tensioactifs permettent de stabiliser les bulles. Si nous soufflons dans un verre d'eau avec une paille, la bulle, lorsqu'elle atteint la surface, crève. Et si nous mettons du sirop dans l'eau, lorsqu'elle atteint la surface, la bulle reste.

L'augmentation de surface due à la présence de la bulle ne provoque pas une grande augmentation d'énergie car la tension superficielle est faible. Donc la bulle est stable.

Les tensioactifs se classent selon les quatre grandes catégories suivantes :

- Les tensioactifs non ioniques ou neutres
- Les tensioactifs cationiques
- Les tensioactifs anioniques
- Les tensioactifs zwitterioniques

V.5.3 Agents modificateur de pH :

Les phénomènes de surface étant très souvent sensibles au pH de la solution, des agents modifiant celui-ci (acide sulfurique, chaux...) sont couramment ajoutés dans la cellule;

V.5.4 Activants :

Sont des réactifs chimiques permettant la sélectivité de l'hydrophobisation entre les différentes phases minérales du minerai. Ils sont extrêmement variés, en fonction notamment des minéraux présents et de leurs interactions.

On utilise aussi bien des sels métalliques (sulfate de cuivre, de zinc, de fer, bichromate...) que des oxydants et réducteurs (sulfites, permanganate de potassium...) ou des produits organiques (amidon, etc.).

Ces réactifs sont généralement utilisés à des doses allant de quelques dizaines de grammes à quelques kilos par tonne de minerai. Certains ne sont pas biodégradables (cyanure de potassium) et se retrouvent en partie dans les rejets de traitement, d'où un impact possible sur l'environnement, ce qui nécessite des précautions particulières.

V.6. Étapes de la séparation par flottation

- Mise en suspension des particules
- Conditionnement de la pulpe : Hydrophobisation des surfaces par des réactifs chimiques
- Introduction dans cellule de flottation : Agitation : pour maintenir particules en suspension, injection d'air : pour la collecte des particules
- Transport des agrégats vers l'écume : par poussée d'Archimède; décrochage des certaines particules

- Nettoyage de l'écume : sélectivité augmente
- Récupération du concentré : par raclage de l'écume
- Récupération de la pulpe restante : vers les rejets voir (figure 32)

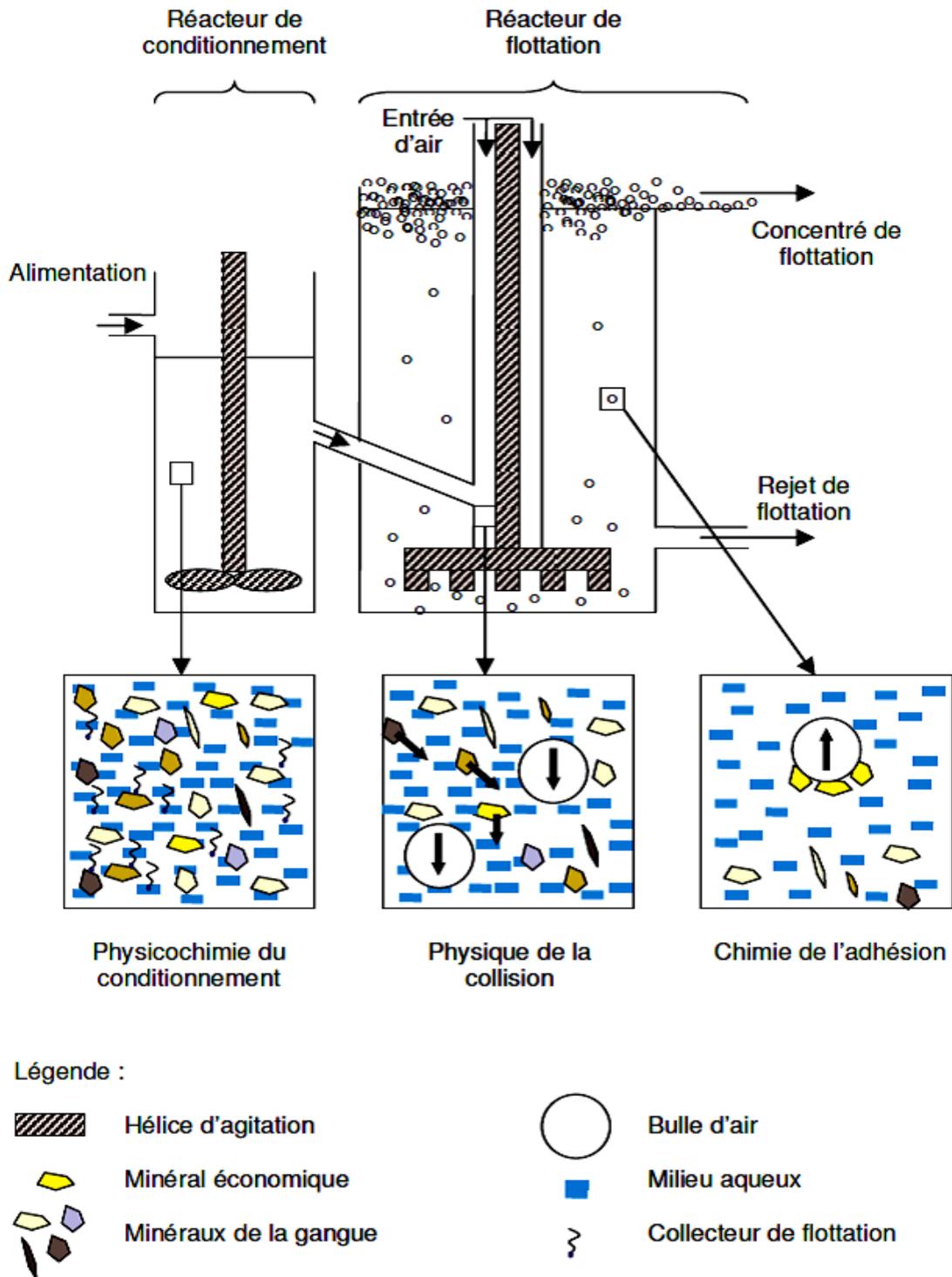


Figure 32. Schéma des principales interactions pendant la flottation minérale

V.6.1 Hydrophobicité de surface

Le phénomène fondamental: attachement entre une bulle d'air et une particule dans un milieu liquide, l'attachement se fait selon les étapes suivantes: approche bulle-particule, collision bulle-particule, amincissement de la couche de liquide interposée, rupture de la couche liquide, attachement particule-bulle. (Hubert et al., 2004)

La collecte des particules hydrophobes est obtenue par une approche bulle-particule, contact bulle-particule, glissement et amincissement couche liquide, rupture finale de couche liquide, attachement/détachement bulle-particule.

Le phénomène d'hydrophobicité particule, bulle et air est représentée dans les figures 33, 34 et 35

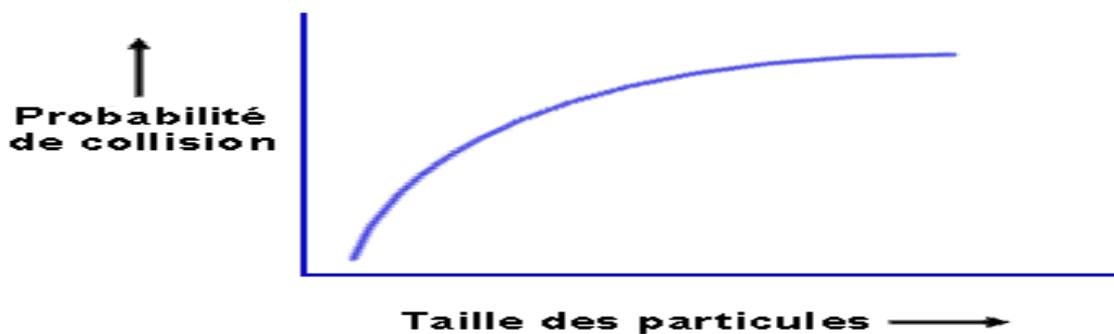


Figure 33. Probabilité de collection et taille des particules en μm

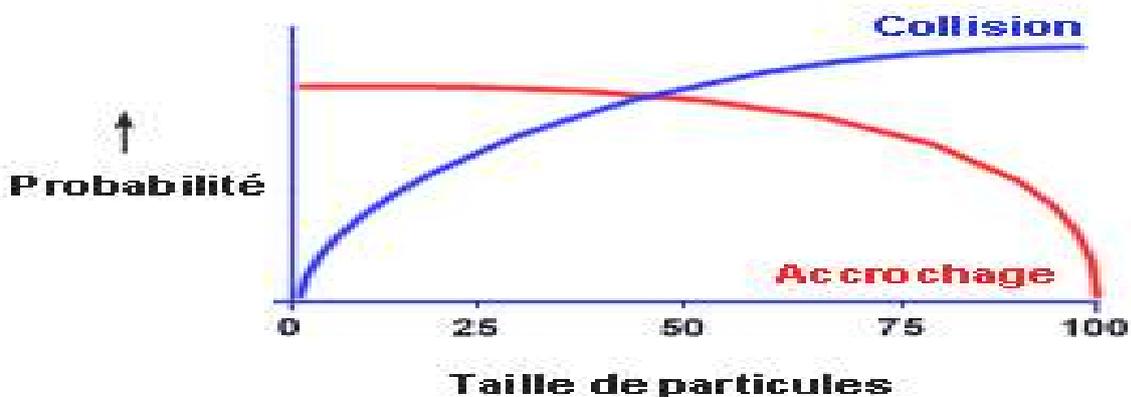


Figure 34. Probabilité de collection vs taille particules

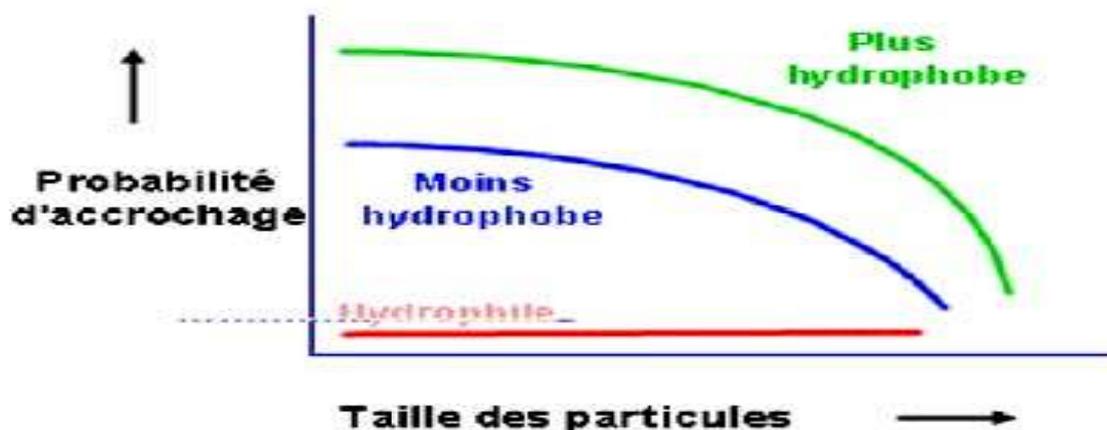


Figure 35. Probabilité de collision vs hydrophobicité

- Les étapes antérieures se vérifieront seulement si le solide est devenu hydrophobe, de plus, une fois que la collision et l'attachement se sont produits, l'agrégat bulle-particule ne doit pas se désintégrer, on a donc besoin de certaines conditions d'interfaces (**solide, gaz, liquide**).

V.6.2 Thermodynamique de flottation :

L'application des principes de la thermodynamique aux systèmes de flottation permet de comprendre les mécanismes réactionnels et de prévoir si une transformation peut avoir lieu ou non, sans toutefois connaître la cinétique de cette transformation et sans pouvoir indiquer la récupération d'un minerai dans des conditions particulières.

La principale critique de l'application de la thermodynamique vient du fait que, pendant le temps où se déroule l'opération de flottation, le système auquel on applique les lois thermodynamiques n'est en équilibre. Aussi cette démarche ne doit elle être considérée que comme une approche simplificatrice pour des phénomènes très complexe.

V.6.2.2 Thermodynamique de liaison du mouillage à l'eau:

Le contact bulle particule est le facteur clé contrôlant le procédé de flottation par écume. L'équation de Young, décrit le système solide liquide air à partir des tensions superficielles γ_{SG} , γ_{SL} , γ_{LG} et de l'angle de contact entre la bulle et le solide (figure 36)

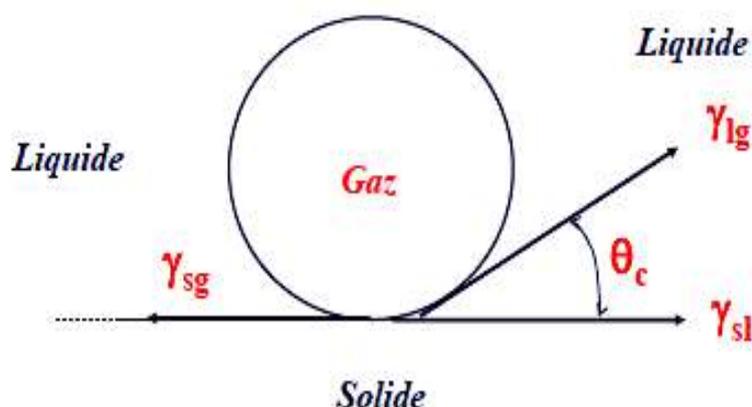


Figure 36. Angle de contact pour un système solide – liquide – gaz.

Le pH et le Eh semblent suivre une évolution similaire, après des oscillations durant les quatre premières heures.

Ils semblent se stabiliser autour de 10,5 et -10 mV respectivement, pour ensuite entamer une chute dans le cas du pH et une hausse pour le potentiel au bout de vingt-quatre heures. La conductivité, bien qu'en oscillation elle aussi, semble stable autour de $3100 \mu\text{m}$.

L'évolution de la teneur en calcium est intéressante pour connaître le comportement de l'hydroxyde de calcium (chaux) principale responsable de la dépression de la pyrite dans la chaîne de traitement par flottation.

Dans le cas étudié ici la teneur en Ca semble osciller autour de la valeur 740 mg/L . Une chute notable de la teneur en Ca pendant les quinze premières minutes peut laisser penser à de la précipitation de chaux (principal mécanisme de dépression des surfaces).

Le suivi des teneurs en Fe et S renseignent sur l'état d'oxydation ou de dissolution des minéraux.

Ces paramètres semblent entamer, au bout de huit heures, une légère augmentation dans le cas du Fe et une diminution en ce qui concerne le soufre.

Nous pouvons donc nous attendre, au bout de trente heures, à des minéraux ferrifères qui ont entamé leur oxydation.

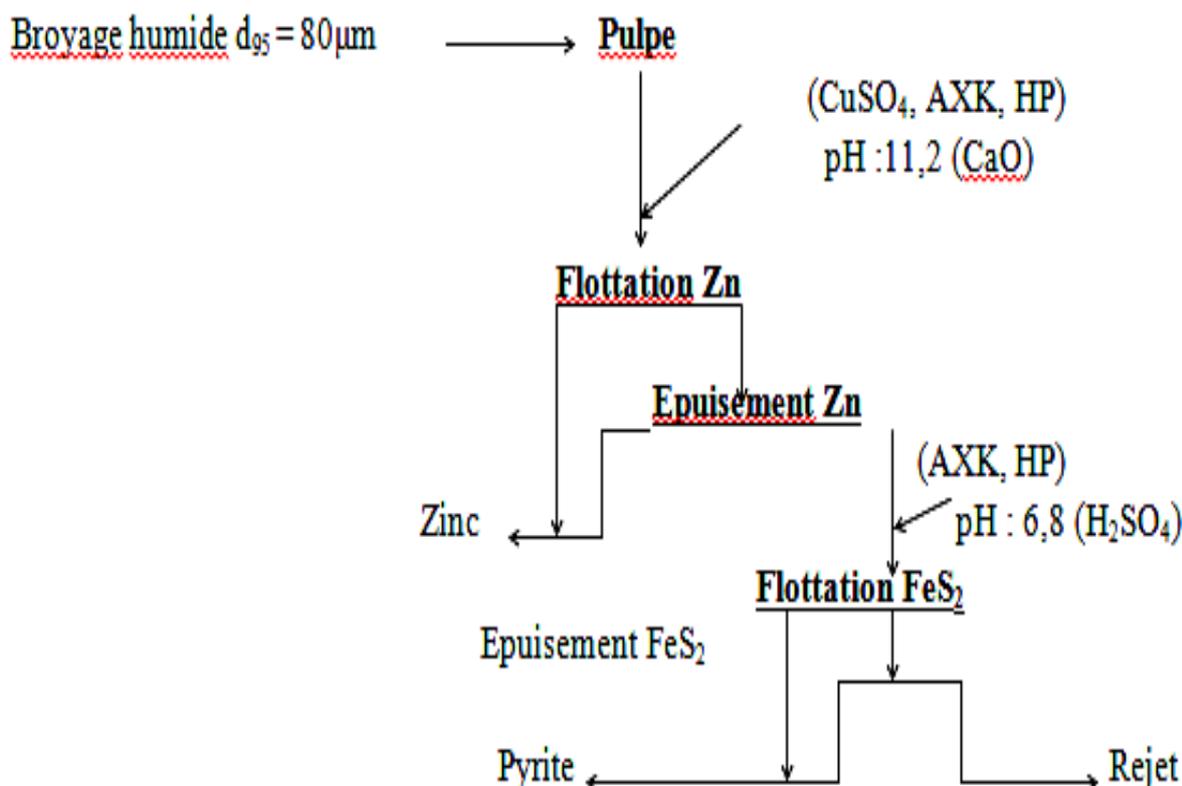


Figure 37. Schéma de flottation blende / pyrite (Bounouala et al., 2000 ; Bounouala et al., 2001).

Des suivis antérieurs (Benzaazoua, 2000) ont montré que l'oxydation des sulfures se poursuit durant les dix premiers jours. Cela se traduit par une diminution du pH et une augmentation du Eh.

Des ions métalliques sont aussi mis en solution. Le calcium et les oxydes de soufres sembleraient précipiter progressivement.

V.7. Flottation du minerai sulfuré de zinc et de pyrite à gangue carbonatée

Selon (Bounouala et al., 2000 ; Bounouala et al. 2001) l'usine de traitement de Chaabet El Hamra traite un minerai sulfuré de blende et de pyrite, le minerai est enrichi par flottation sélective pyrite-blende, les concentrés obtenus contiennent 46,6 % Zn et 43,9 % S. Du point de vue récupération, des pertes considérables de ces produits sont enregistrées dans les rejets.

Des échantillons représentatifs, préparés en pastilles et analysés par fluorescence X révèlent la composition chimique moyenne illustrée sur la figure 38

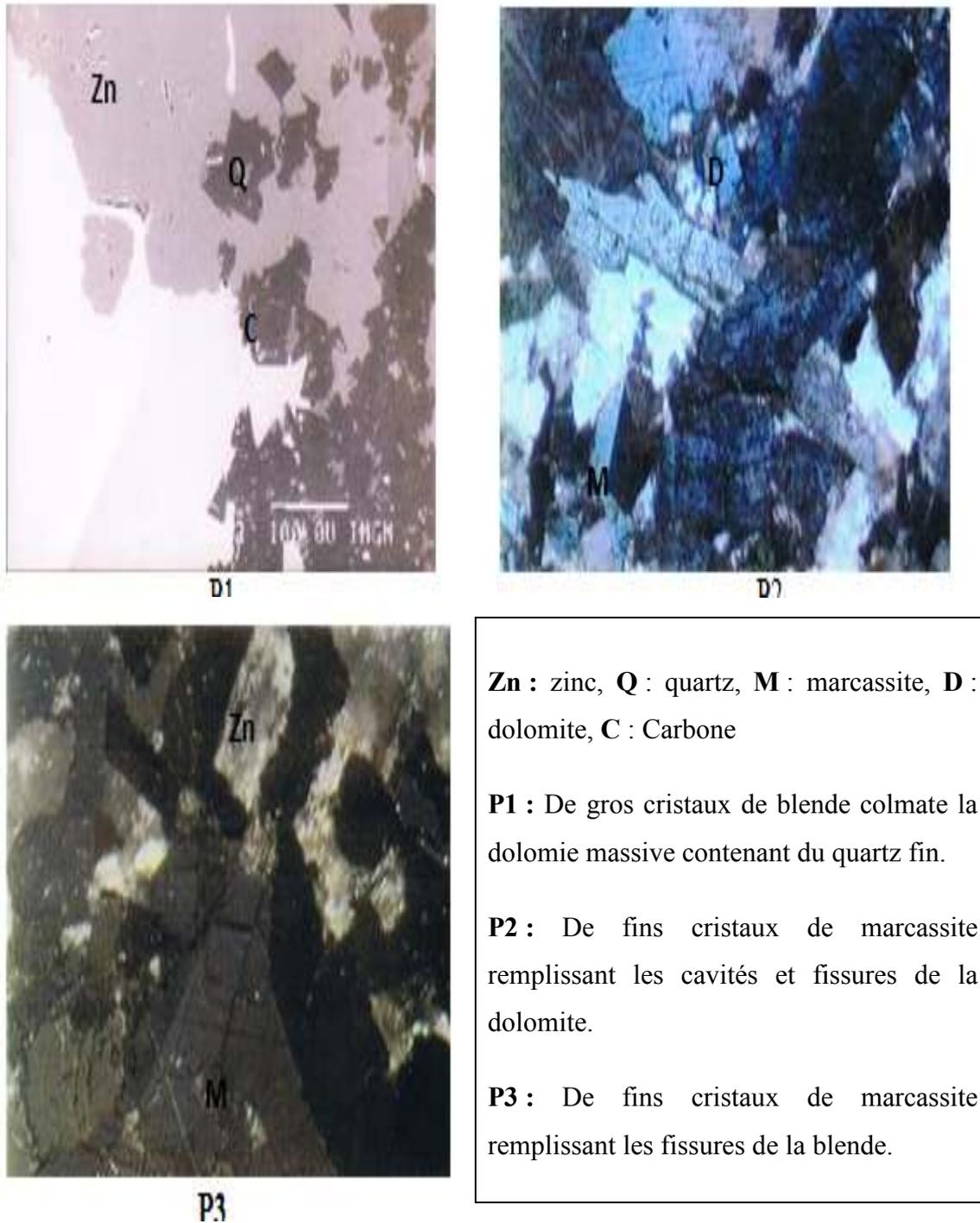


Figure 38. Photographie des minéraux observés au microscope métallographique (section polies).

V.8. Détermination du potentiel générateur d'acide (PA)

Tous les rejets de traitement ne sont pas générateurs de drainage acide. En effet, certains minéraux comme les carbonates, les hydroxydes ou les silicates peuvent neutraliser, totalement ou en partie, l'acidité produite par l'oxydation des sulfures.

Il s'établit un équilibre de dissolution des minéraux neutralisants, pouvant aussi entraîner la réprécipitation et la fixation des ions métalliques solubles. Leur réaction acido-basique avec l'acide sulfurique neutralise la solution acide résultant de la percolation des rejets. Le potentiel acide (PA) représente la quantité de CaCO_3 nécessaire à la neutralisation de l'acide produit par la seule dissolution de la pyrite (sulfure généralement le plus abondant).

La détermination du potentiel d'acidité se mesure avec le pourcentage de soufre dans l'échantillon. Le pourcentage de soufre détermine par une méthode de dosage chimique. Le potentiel d'acidité se calcule à partir du résultat de soufre

V.9. Détermination du potentiel de neutralisation (PN)

Etalonnage de la solution d'acide sulfurique, introduire à l'aide d'une pipette 40ml de la solution de Na_2CO_3 dans un becher de 250ml puis diluer à environ 100ml avec de l'eau et tirer avec la solution d'acide sulfurique jusqu'à pH 5,0 et noter le volume ajouté et puis peser une portion de 2g d'échantillon préalablement homogénéisé et séché à 105°C

Dans un becher et ajouter 100ml d'eau (l'échantillon doit être tamisé à $500\mu\text{m}$) et agiter pendant 15 minutes avec barreau aimanté, après cette étape, mesurer le pH initial de l'échantillon et tirer avec la solution d'acide sulfurique jusqu'à un pH de $3,5 \pm 0,1$ tout en gardant une agitation constante.

Ce tirage peut s'effectuer d'une façon manuelle (ajout d'acide sulfurique à environ toutes les 30 minutes jusqu'à ce que soit de $3,5 \pm 0,1$ pendant 4 heures), et noter le volume final.

V.9.1. Calcul et expression des résultats

Selon (Qubec Expertise Center, 2006), le potentiel d'acidité (PA) exprimé en $\text{kg CaCO}_3/\text{tonne}$ est déterminé comme suit

$$\text{PA} = 31,25 \times \%S_{\text{sulfure}}$$

- Où
- _ PA est le potentiel d'acidité (en kg CaCO₃/tonne);
 - _ %S est la composition en soufre provenant uniquement des sulfures (en % poids). La pyrite est considéré ici comme le sulfure dominant;
 - _ 31,25 est un facteur de conversion en kg de CaCO₃/tonne

Le potentiel de neutralisation (PN) exprimé en kg CaCO₃/tonne est déterminé comme suit :

$$PN = \frac{V \times 50}{p}$$

- Où
- * PN : potentiel de neutralisation (kg CaCO₃/tonne);
 - * V : volume d'acide sulfurique (ml);
 - * P : poids d'échantillon utilisé (g) ;
 - * 50 : facteur constant.

Le potentiel de neutralisation net (PNN) en kgCaCO₃/tonne est déterminé comme suit

$$PNN = PN - PA$$

Parallèlement, on définit un potentiel de neutralisation (PN) qui représente la quantité de carbonates présente dans les rejets (mesuré par titration).

Les potentiels d'acidité et de neutralisation sont généralement exprimés en kg de CaCO₃ par tonne de rejet. Les principaux minéraux traditionnellement neutralisants sont les carbonates et certains silicates : anorthite, olivine, forstérite.

L'équilibre entre PA et PN est à l'origine de la classification des rejets de traitement selon leur potentiel générateur d'acide.

Le bilan entre le PA et le PN peut se calculer de deux façons : via la différence entre PN et PA, soit le potentiel net de neutralisation $PNN = PN - PA$, ou via le rapport entre PN et PA, soit le potentiel net de neutralisation $PNN = PN/PA$.

La figure 39 illustre les zones usuelles de classification d'un rejet de traitement selon les deux paramètres: PN-PA et PN/PA.

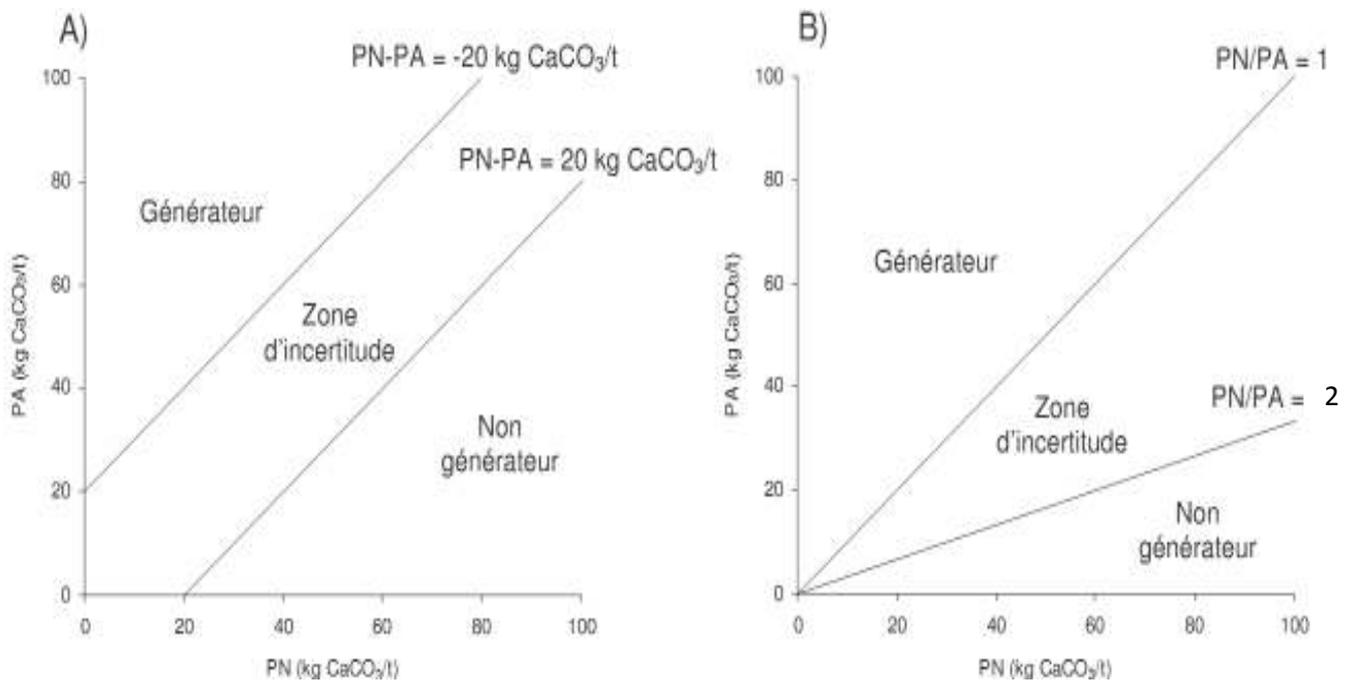


Figure 39. Schémas illustrant les deux critères de classification environnementale de rejets de traitement en matière de génération d'acide

Si $PN - PA > 20 \text{ kg CaCO}_3/\text{t}$, les rejets ne sont pas générateurs d'acide.

Si $PN - PA < -20 \text{ kg CaCO}_3/\text{t}$, les rejets sont générateurs d'acide.

Si $PN - PA$ est compris entre -20 et $20 \text{ kg CaCO}_3/\text{t}$, les rejets sont dans une zone d'incertitude; des essais cinétiques de percolation en colonnes sont alors nécessaires.

Et selon l'autre critère de classification PN/AP :

$PN/AP > 2$, rejets non générateurs

$PN/AP < 1$, rejets générateurs

PN/AP entre 1 et 2, rejets dans la zone d'incertitude.

Dans le cas d'étude menée sur les rejets miniers de Chaabet El Hamra, le rapport PN/PA confirme que ces rejets sont générateurs d'acidité.

%S est la composition en soufre provenant uniquement des sulfures est égale à 9.33% alors :

$$PA = 9.33 \times 31,25 = 291.56 \text{ Kg CaCO}_3/t$$

Le volume final d'acide sulfurique (ml) est 11.5ml et notre poids d'échantillon utilisé est 2g alors :

$$PN = 11.5 \times 50 / 2 = 287.5 \text{ Kg CaCO}_3/t$$

$$PN - PA = 287.5 - 291.56 = -4.06 \text{ Kg CaCO}_3/t$$

$$PN/PA = 287.5 / 291.56 = 0,88 \text{ Kg CaCO}_3/t < 1 \text{ donc notre rejets sont générateurs.}$$

V.10. Tests de désulfuration par flottation

La Désulfuration environnementale est un procédé nouveau dans l'industrie minière qui a pour but la récupération de la fraction riche en soufre.

Les étapes de conditionnement de la pulpe précédant la flottation ont été réalisées dans une cellule de flottation Denver 2,5l et sous agitation à 1200 tours par mn.

Une étape de stabilisation de la pulpe a été effectuée pendant 20 mn, une étape de conditionnement du pH a été réalisée durant 10 mn, par ajout de H_2SO_4 dilué pour acidification. Une troisième étape de 10 mn a servi au conditionnement collecteur et le moussant a été ensuite additionné.

V.10.1. Matériels et méthodes

Le matériel utilisé et les expériences sont réalisés au laboratoire de valorisation des ressources minières et environnement du département des mines, la cellule Denver conçue pour la flottation des rejets miniers sulfurés ou par désulfuration des résidus sortants de la laverie. Les principaux paramètres de fonctionnement du procédé de flottation sont :

- Le volume de la cellule : 2,5l;
- La vitesse de rotation : 1200 tours/mn ;
- Le pourcentage solide de la pulpe : environ 25 % massique ;
- La durée de conditionnement est 12 mn ;
- Et la durée de conditionnement collecteur : 10 mn ;

Les étapes de préparation de la pulpe précédant la flottation ont été réalisées dans une cellule de flottation Denver de capacité 2,5l et sous agitation à 1200 tours/mn pour un conditionnement de la pulpe pendant 20 mn et puis on additionne (H_2SO_4) dilué pour maintenir un milieu acide.

Dans cette étude, la variation du pH se réalise par ajout d'acide sulfurique d'une concentration de 98% soit 800 à 1200 g/t et le collecteur l'amyloxanthate de potassium à de 50 à 150 g/t, chaque fois on varie un paramètre en vue d'une optimisation de la dose de réactif, le test de flottation dure 12 mn, Cinq concentrés ont été récupérés après 2, 5, 8, 10 et 12 mn de flottation (C1, C2, C3, C4 et C5), les concentrés et les résidus sont séchés dans une étuve à 100°C, pesés puis homogénéisés et enfin analysés par Spectrométrie d' Absorption Atomique.

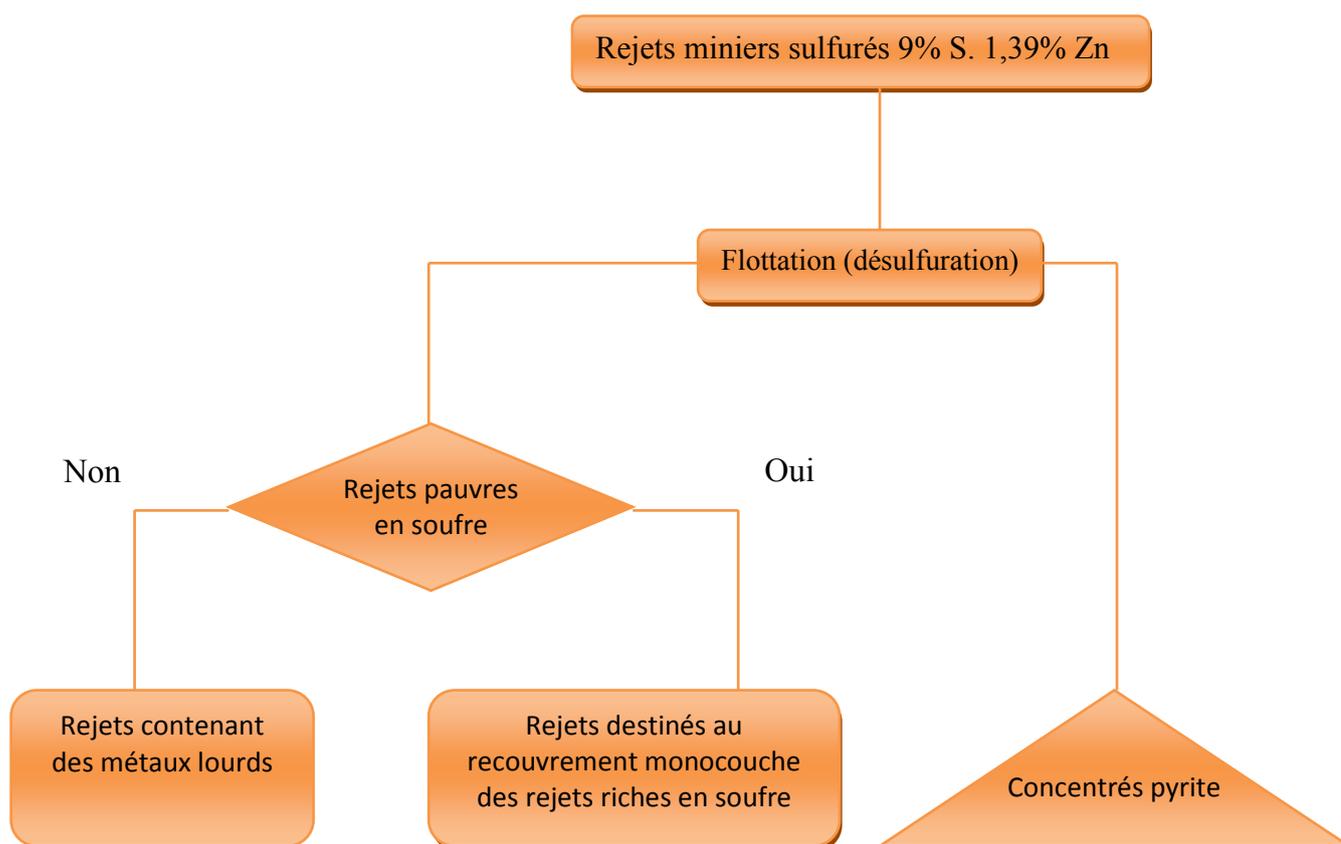


Figure 40. Diagramme de traitement et de gestion des rejets miniers sulfurés

V.10.2. Résultats et discussions

La pyrite, contenue dans le rejet de flottation de la blende est d'abord réactivée par l'acide sulfurique puis flottée à un pH acide. Pour déterminer les conditions optimales du milieu, nous avons procédé à la variation des quantités d'acide (H_2SO_4) de 800 à 1200g/t, qui permis de faire varier le pH de 10 vers 5 (figure 41).

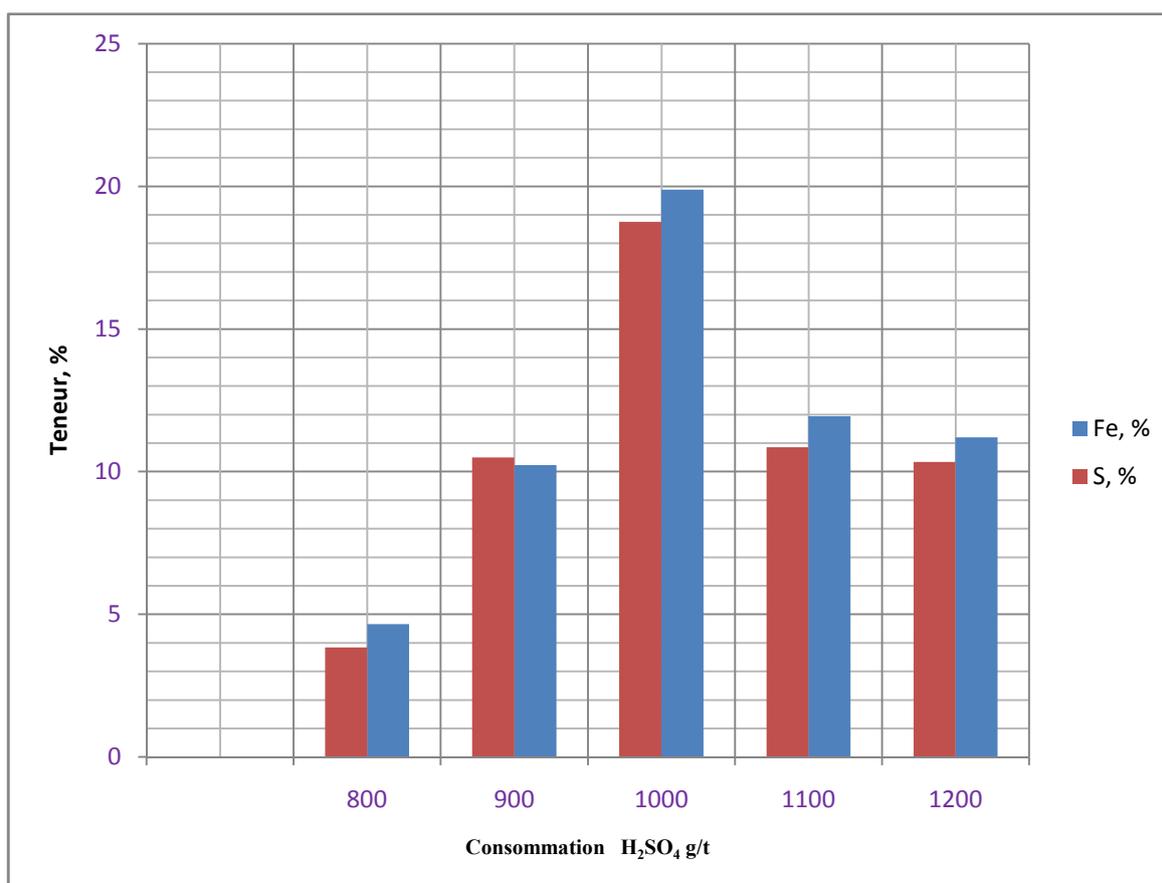


Figure 41. Effet de la consommation H_2SO_4 sur la récupération de la pyrite sulfurique

L'addition de l'acide entraîne la diminution du pH jusqu'à atteindre la valeur de pH 5 qui correspond à un ajout de 1000g/t d'acide sulfurique concentré (98%) dans la suspension soit une teneur de 20% Fe contre 19% soufre

Les collecteurs sont des produits organiques dont la molécule est constituée d'une partie polaire qui se fixe sur la surface de la particule, la partie non polaire-polaire repousse l'eau et permet la fixation des bulles d'air sur cette surface (hydrophobicité),

L'augmentation de la teneur en Fer en Soufre en fonction du collecteur résulterait de l'augmentation du taux de recouvrement de la surface du minéral par le collecteur (figure 42)

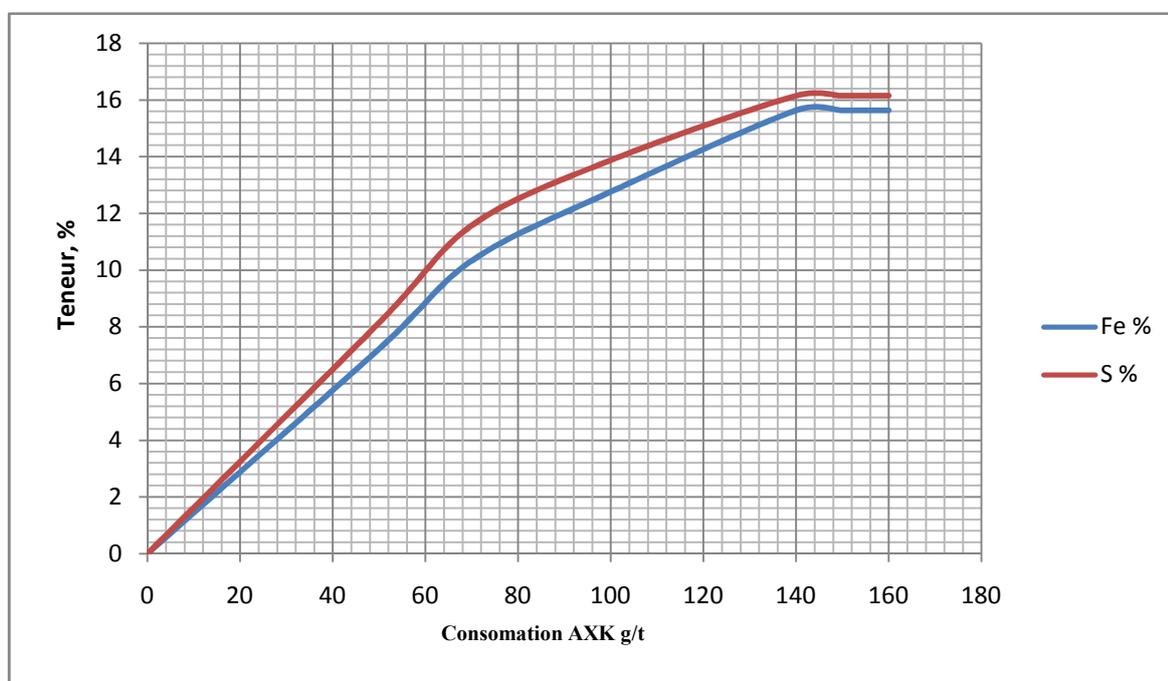


Figure 42. Teneur de Fe, S dans le concentré selon différente consommation de collecteur (Amylxanthate de potassium)

Pour déterminer l'influence du collecteur sur la teneur de la pyrite. Les quantités de réactifs chimiques ont été maintenues constantes : H_2SO_4 : 1000g/t, et l'huile de pin : 10g/t, on les utilise à la dose de 50 à 150 g/t, la quantité optimale est atteinte à 140g/t pour des teneurs de 16% Fe et 16% S.

Au vu de ces résultats et par la comparaison de la directive 019 sur l'industrie minière Canadienne, la proportion considérable des minéraux sulfurés et la valeur élevée de soufre (9%) sont susceptible de présenter un danger probable de drainage minier acide (DMA).

Il est aussi possible d'éliminer les métaux lourds en particulier le zinc (ZnS) qui titre 1,38 % de teneur en procédant par flotter la blende en additionnant le sulfate de cuivre comme activant de Zinc. En excluant l'apport en eau aux résidus miniers sulfurés, on peut réduire ou même éliminer la production de DMA.

V.11. Utilisation de rejets désulfurés dans les recouvrements

Une des options de gestion du rejet désulfuré non générateur de DMA est son utilisation pour la restauration de sites miniers générateurs de DMA. Se rejet peut être utilisé comme matériau de recouvrement jouant le rôle de barrière à l’oxygène. Dans ce qui suit, quelques outils permettant d’évaluer l’impact du soufre résiduel sur la performance du recouvrement sont présentés.

Lorsque des rejets sont identifiés comme potentiellement générateurs de DMA ou de DNC, il est essentiel de prendre des mesures qui limiteront les impacts environnementaux de ceux-ci. Une des façons pour atteindre cet objectif consiste à contrôler la production du DMA ou du DNC par la prévention. On entend par prévention les mesures qui visent à inhiber la réaction d’oxydation des sulfures à la source. (figure 43)

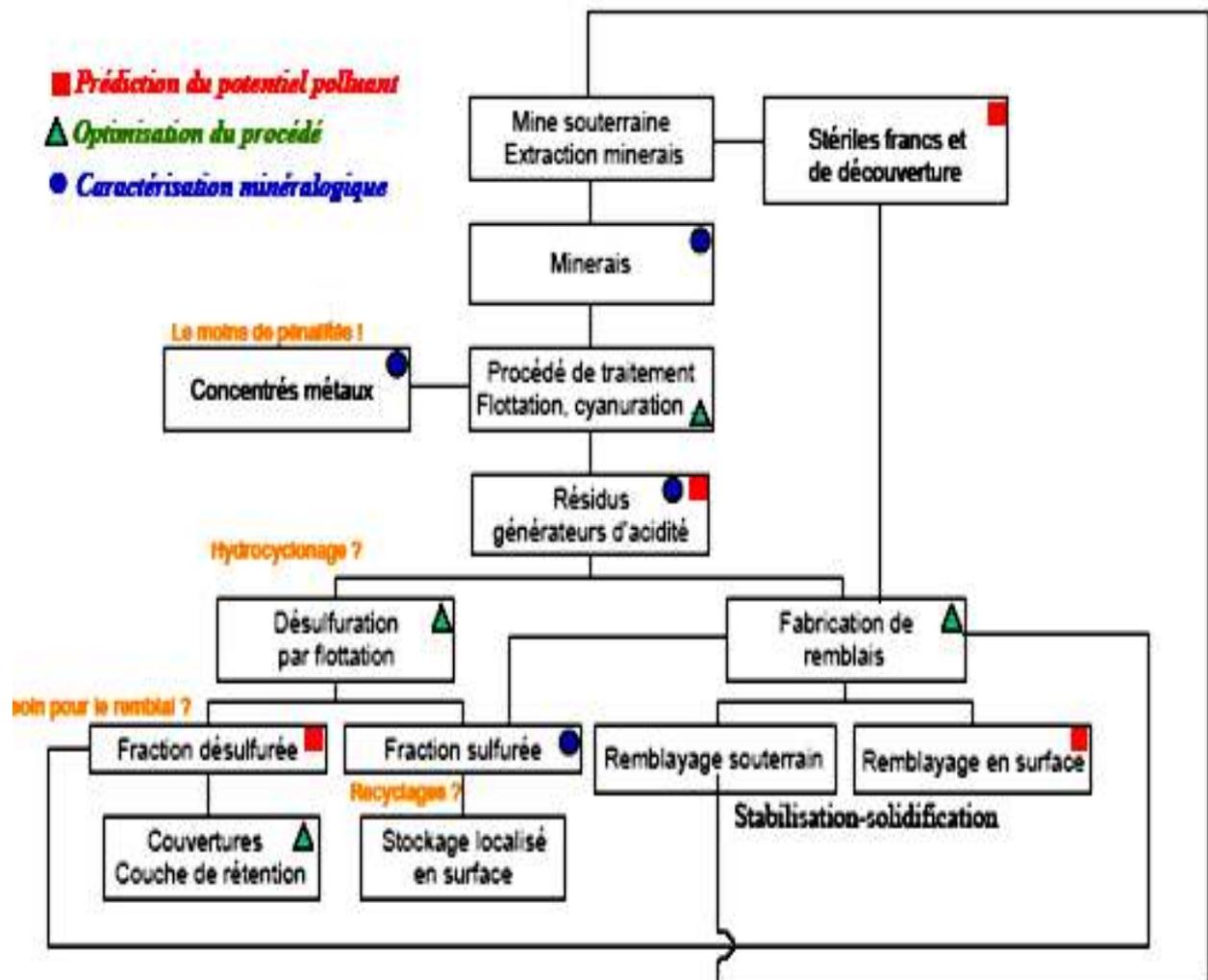


Figure 43. Modèle de schéma technologique de fonctionnement des mines

Les méthodes visant à prévenir la production de DMA ou de DNC ont pour objectif d'éliminer, ou de réduire à des niveaux très faibles, la présence de l'oxygène atmosphérique, d'eau ou de sulfures.

Comme ces trois éléments sont les composantes principales des réactions d'oxydation qui causent le DMA et aussi le DNC (dans plusieurs cas), en éliminant un ou plusieurs de ces éléments, on peut réduire la production de contaminants à des niveaux très faibles.

L'industrie minière fait face au problème du drainage minier acide lorsque les rejets sont sulfurés et déficitaires en minéraux neutralisants.

La compréhension des réactions d'oxydation des sulfures a amené l'industrie minière, les consultants et les centres de recherche œuvrant dans le domaine à développer des techniques de gestion et de contrôle pour les rejets de traitement visant à éliminer une des trois composantes indispensables au DMA : les sulfures, l'oxygène et l'eau.

V.11.1 Recouvrements étanches et contrôle des infiltrations d'eau

L'eau est un des réactifs essentiels à la formation d'acide sulfurique. En excluant l'apport en eau aux résidus miniers sulfureux, on peut réduire ou même éliminer la production de DMA.

Pour ce faire, on doit aménager des barrières peu perméables, qui empêchent l'infiltration des eaux de surface et souterraines. Ces barrières peuvent être faites de sols à faibles conductivités hydrauliques ou de matériaux synthétiques peu perméables (géomembrane ou géocomposite bentonitique).

Utilisation de rejets désulfurés dans les recouvrements c'est une des options de gestion du rejet désulfuré non générateur de DMA est son utilisation pour la restauration de sites miniers générateurs de DMA. Se rejet peut être utilisé comme matériau de recouvrement jouant le rôle de barrière à l'oxygène. Dans ce qui suit, quelques outils permettant d'évaluer l'impact du soufre résiduel sur la performance du recouvrement sont présentés. Les cinq principales composantes d'un système de recouvrement

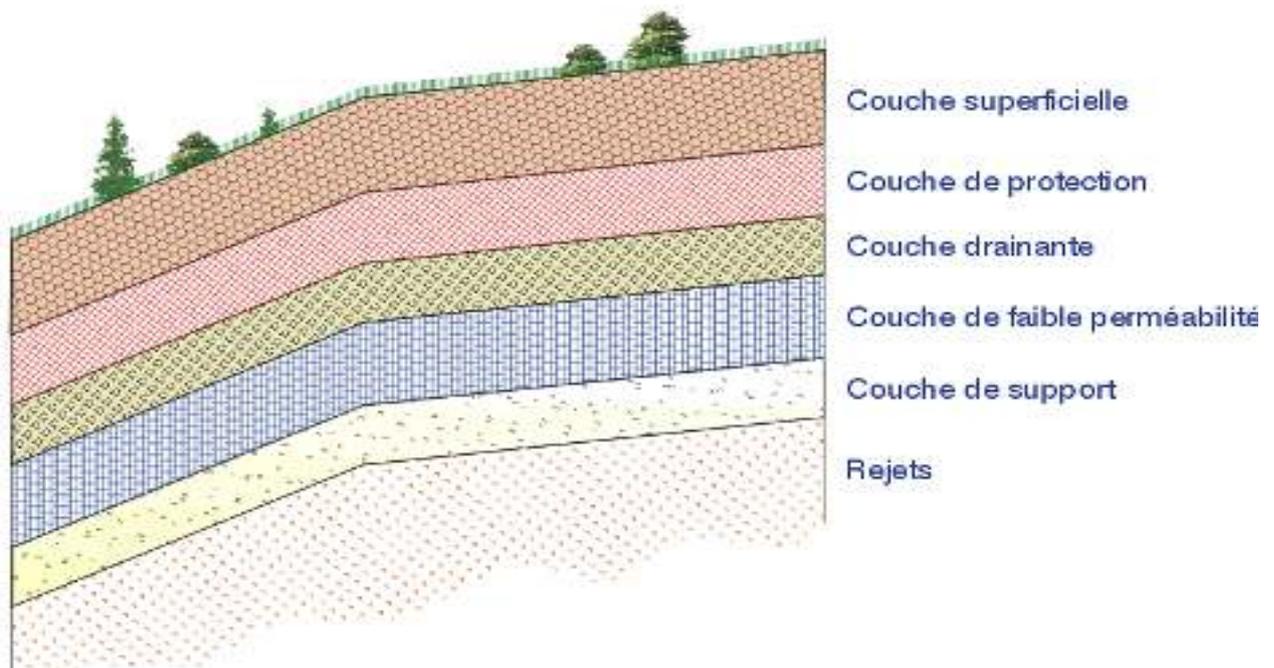


Figure 44: Les cinq principales composantes d'un système de recouvrement (Benzaouza et al. 2015)

Les recouvrements visant à réduire l'infiltration dans les aires d'accumulation de rejets miniers générateurs de DMA sont du même type que ceux développés pour les sites d'enfouissement de déchets domestiques, dangereux ou nucléaires

Pour les climats arides et semi-arides, des couvertures avec effets de barrière capillaire ont été proposées pour limiter l'infiltration d'eau plutôt que l'infiltration. Pour ce genre de couverture, de type emmagasinement (ou stockage) et décharge, la couche de rétention d'eau doit être exposée aux conditions extérieures, afin qu'elle perde un maximum d'eau par évaporation durant les périodes sèches.

Lorsque des pluies surviennent, la couche de matériau à granulométrie fine doit pouvoir empêcher la percolation en stockant le nouvel apport d'eau, jusqu'à la période d'évaporation suivante.

De plus, en inclinant la surface du recouvrement, il est possible d'améliorer l'efficacité grâce à bon contrôle de l'écoulement latéral le long de l'interface entre les matériaux grossiers et fins. Dans un tel cas, le recouvrement est de type emmagasinement, déviation, et décharge (*store, divert and release*) (Zhan *et al.*, 2001; Bussièrre *et al.* 1998b, 2003). Une compilation des résultats obtenus sur des sites d'enfouissement aux États-Unis ont montré que dans

certaines conditions climatiques, la capacité à limiter l'infiltration d'eau de telles couvertures à effets de barrières capillaires (CEBC) étaient égales et supérieures aux recouvrements traditionnels faits de matériaux à faible conductivité hydraulique, avec des coûts associés qui étaient jusqu'à deux fois moindres (Dwyer, 1998 ; Albright *et al.*, 2004).

Enfin, on peut envisager d'autres options pour aider à prévenir la contamination des eaux par les empilements de roches stériles.

Par exemple, on peut inclure à l'intérieure des haldes des couches de matériaux à granulométrie plus fine permettant l'évacuation (totale ou partielle) des eaux de percolation vers l'extérieur de l'empilement, réduisant ainsi les possibilités pour que l'eau s'écoule profondément au cœur de la halde.

Les effets de barrière capillaire sont à nouveau mis à profit par cette technique, qui vise à dévier l'eau latéralement le long des interfaces entre les matériaux de textures différentes

Des simulations numériques ont ainsi montré, pour un cas spécifique avec des couches inclinées à environ $3,5^\circ$, que le centre de la halde peut demeurer pratiquement sec alors que l'eau est acheminée vers la portion extérieure grâce aux effets de barrières capillaires qui se développent entre les matériaux fins et grossiers.

La portion externe de la halde devient ainsi plus fortement saturée que l'intérieur de l'empilement, ce qui est avantageux pour limiter la migration des gaz.

Lorsque des matériaux peu réactifs sont disponibles sur le site, on peut alors les utiliser pour ceinturer le pourtour de la halde ; ceci réduit les risques de contamination du lixiviat. Même si cette approche n'a pas encore été appliquée à l'échelle réelle, les résultats mathématiques montrent qu'elle pourrait être intéressante pour les haldes de stériles actuelles et futures.

D'autres scénarios de déposition peuvent aussi être envisagés pour mieux contrôler les écoulements de l'eau pendant la phase de construction, ce qui s'avère bénéfique lors des travaux de fermeture.

Évidemment, ce type d'approche n'est pas nécessairement applicable au cas des sites abandonnés, mais il peut s'avérer pertinent dans des cas particuliers tel celui de la réutilisation du site par l'extension d'une halde existante

V.11.1.1. Couverture à effet de barrière capillaire (CEBC) :

La superposition d'une couche de sable grossier, d'une couche de matériau fin (généralement siliceuse) et d'une autre couche de sable crée ce qu'on appelle un bri capillaire, ce dernier permet le maintien d'une saturation en eau élevée dans la couche de matériau fin, l'oxygène diffusant faiblement dans l'eau fera que l'oxydation des rejets de traitement sous-jacents sera nulle ou très limitée.

V.11.1.2. Remblayage :

C'est la technique de valorisation des rejets de traitement la plus utilisée dans l'industrie minière consiste à fabriquer un remblai minier en pâte. Un remblai minier en pâte est constitué principalement de rejet auquel est ajouté un ciment.

Il sert principalement de soutènement souterrain et permet l'accès à de nouvelles zones d'un gisement. Il peut être aussi entreposé en surface et permettre la stabilisation d'un rejet de traitement en limitant son oxydation

V.11.1.3. Barrières à l'oxygène

Comme le montrent les équations chimiques qui décrivent le processus d'oxydation des minéraux sulfureux, l'oxygène est un des réactants du processus menant à la production de DMA ou de certains types de DNC.

La réduction de l'apport en oxygène est considérée, comme la méthode la plus efficace pour prévenir la génération de DMA (et de DNC, en présence de sulfures) de résidus miniers

On sait toutefois que sous certaines conditions, des réactions menant à la formation d'eaux acides peuvent parfois se produire en conditions anaérobies, soit en utilisant d'autres réactants tels le fer ferrique Fe^{3+} , soit par l'action directe des

Pour limiter l'apport en oxygène au point de ramener la production d'acide à des niveaux négligeables (du moins dans des rejets peu ou pas oxydés préalablement), on peut installer des recouvrements ayant une perméabilité au gaz extrêmement faible ou encore un recouvrement qui consomme l'oxygène.

L'eau, les sols, les matériaux synthétiques et des combinaisons de ces matériaux peuvent être utilisés pour créer un recouvrement à faible perméabilité au gaz, alors que les matériaux organiques sont généralement utilisés comme composante des recouvrements à consommation d'oxygène.

Pour les climats arides et semi-arides (Chaabet El Hamra), des couvertures avec effets de barrière capillaire ont été proposées pour limiter l'infiltration d'eau dans les résidus miniers

Lorsque des pluies surviennent, la couche de matériau à granulométrie fine doit pouvoir empêcher la percolation en stockant le nouvel apport d'eau, jusqu'à la période d'évaporation suivante.

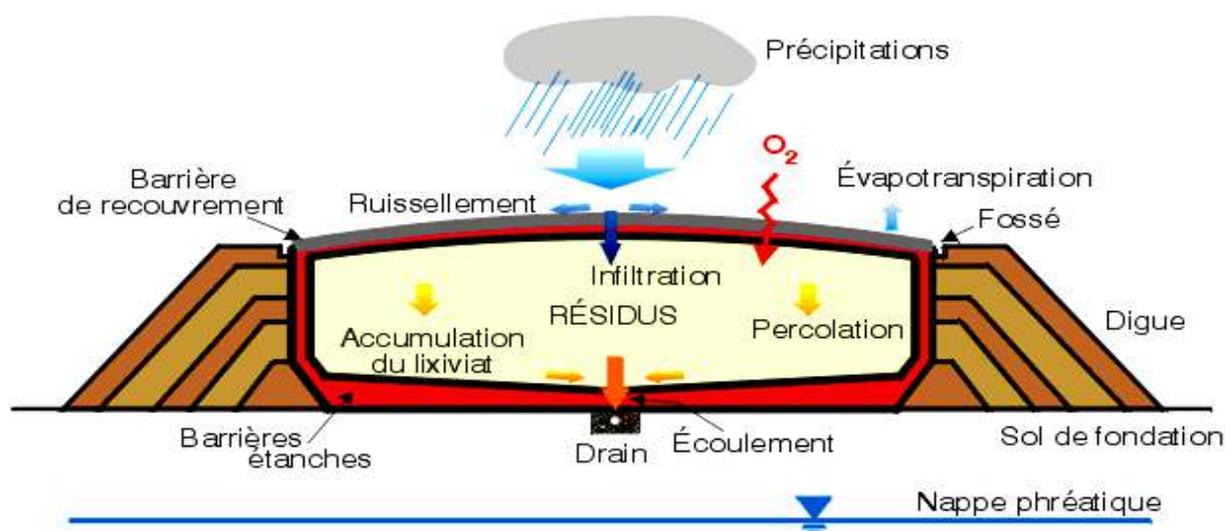


Figure 45: cycle hydrologique proposé à la digue d'entreposage de résidus miniers Chaabet El Hamra (recouvrement monocouche)

V.11.2. Processus de neutralisation dans les rejets miniers

Un autre aspect important, concernant la qualité du drainage minier, est la présence ou non de minéraux acidivores dans l'environnement immédiat.

L'acide sulfurique produit par l'oxydation des minéraux sulfurés est neutralisé par le carbonate, pour produire des ions bicarbonates, des sulfates et des ions calcium (et magnésium pour la dolomite).

Tout comme pour l'oxydation des minéraux sulfurés, un des aspects clés de la neutralisation est la vitesse avec laquelle la réaction peut se produire.

Il est cependant difficile de classifier cette réactivité pour l'ensemble des conditions pouvant être retrouvées dans une aire d'entreposage de rejets (pH, température, conditions géochimiques, cristallographie, etc.).

Il est toutefois reconnu que les minéraux carbonatés sont nettement plus réactifs que les silicates; parmi ces familles de minéraux, on retrouve différents niveaux de réactivité.

La hiérarchie suivante de la réactivité relative des carbonates a été proposée par (Blowes et Ptacek, 1994) : calcite \geq dolomite > ankérite magnésienne > ankérite > sidérite. (Strömberg, 1997) a également tiré de la littérature des taux de dissolution pour différents minéraux.

Les résultats, pour un pH de 7 et une température de 25°C, montrent que le taux de dissolution de la calcite (2×10^{-5} mole m^{-2} s^{-1}) serait 106 fois plus grand que ceux de la biotite, de l'anorthite et de l'albite (1×10^{-12} mole m^{-2} s^{-1}) et 107 fois plus grand que celui des feldspath-K (1×10^{-13} mole m^{-2} s^{-1}).

En comparant les résultats présentés par (Lawrence et al. 1997) (à pH 5) à ceux de Strömberg (à pH 7), on observe que le pH a une influence majeure sur l'écart des taux de dissolution entre les carbonates et les silicates.

Pour un pH neutre, la différence, en termes de taux de dissolution, est de l'ordre de 106, alors qu'il est à peine de 2,5 à pH 5.

L'impact des silicates sur la qualité de l'eau est donc pratiquement négligeable à pH près de la neutralité mais devient significatif lorsque le pH devient faible

En terminant cette brève description des phénomènes menant à la formation de DMA, il est important de mentionner que d'autres réactions chimiques (autres que l'oxydation et la neutralisation) sont susceptibles de se produire dans les rejets miniers et que ces dernières vont modifier le comportement géochimique du système.

Par exemple, l'oxydation des minéraux sulfurés génère des ions sulfates, alors que la neutralisation par les carbonates, tels que la calcite et la dolomite, génère des ions calcium.

Si les concentrations de ces deux éléments sont suffisamment élevées, il est possible qu'il y ait précipitation de minéraux secondaires dans les rejets (tel le gypse).

Ces précipitations vont affecter la qualité de l'eau (en réduisant les concentrations de ces deux éléments et en produisant certains autres éléments) et peuvent également affecter les propriétés des rejets (baisse de la porosité, par exemple).

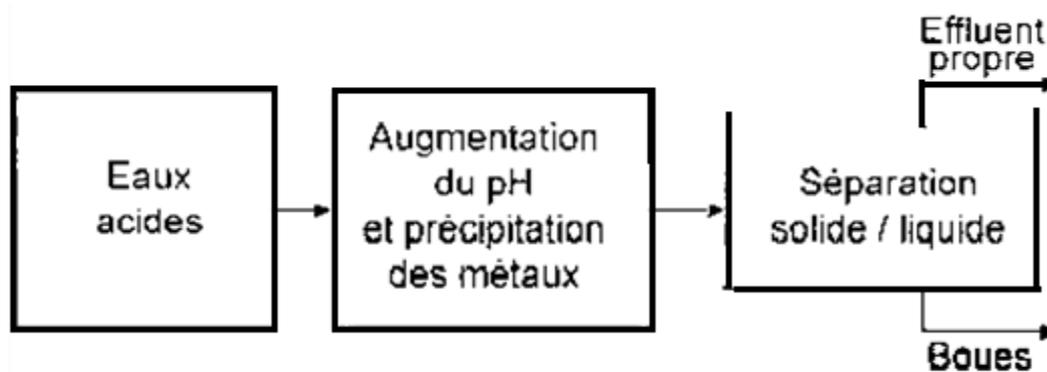


Figure 46. Etapes générales du traitement des acides

Dans les paragraphes qui suivent, nous allons décrire plus en détail les caractéristiques spécifiques de différents procédés destinés à traiter l'eau acide dans l'optique des normes environnementales en vigueur.

V.11.2.1. Traitement en bassin de sédimentation :

Dans les cas où une grande superficie est disponible pour le traitement, il est possible d'accumuler les eaux acides dans un grand bassin auquel on ajoute la chaux directement à l'eau pour rehausser le pH à un niveau suffisant afin d'assurer la précipitation des métaux (figure 47).

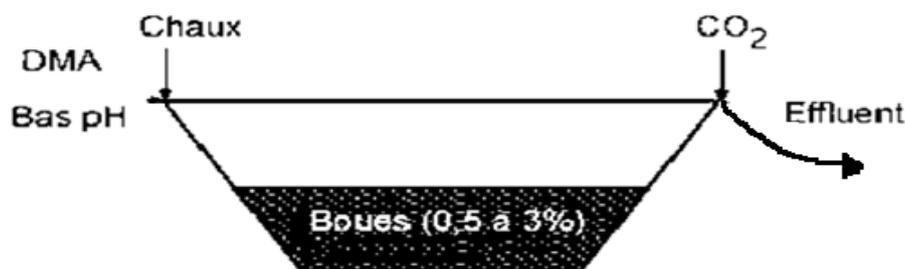


Figure 47. Bassin de sédimentation avec chaulage

Ce procédé de neutralisation est peu dispendieux et bien adapté lorsque les débits ne sont pas trop élevés et que la construction d'un tel bassin est possible. Il ne nécessite habituellement pas de flocculant puisque le temps de rétention est suffisamment long pour permettre de décanter tous les précipités dans le bassin.

Un premier inconvénient de ce procédé est le fait qu'il n'est pas facile d'oxyder le fer ferreux (s'il y en a). L'aération dans ce genre de bassin peut en effet nuire à la sédimentation et engendrer une grande concentration de solides en suspension dans l'eau. De plus, les boues produites sont alors de très faible densité.

On doit donc les pomper de façon régulière afin d'empêcher la surverse des éléments solides. L'efficacité du chaulage est aussi beaucoup moins grande que dans la plupart des autres procédés puisque la chaux, qui est souvent ajoutée dans un fossé, ne subit pas d'agitation mécanique pour favoriser sa dissolution.

Un second inconvénient est la difficulté de bien contrôler les réactions. Puisque l'écoulement est assuré par gravité, il est en outre ardu de bien contrôler le débit de l'eau acide si l'usine de chaux doit ralentir ou s'arrêter, par exemple.

Une variante du procédé de traitement en bassin de sédimentation est pratiquée par certaines mines en opération, soit la Co déposition boues-résidus miniers. Il s'agit de combiner les eaux acides aux résidus et à un débit contrôlé de lait de chaux à la sortie du moulin.

Cette pratique permet de neutraliser le DMA et de Co déposer des boues produites avec les résidus du moulin (rejets du concentrateur).

Les mécanismes de neutralisation pour ce genre de procédé de traitement ne semblent pas avoir fait l'objet d'études détaillées, mais il est possible qu'une certaine portion des solides formés précipitant sur la surface même des résidus miniers.

Le grand avantage de cette pratique réside dans les coûts, qui sont minimes puisqu'il faut de toute façon acheminer les rejets du concentrateur vers le parc à résidus et qu'il n'y a pas de bassin spécifique destiné à l'entreposage des boues.

La Codéposition des boues et des résidus miniers minimise les besoins en volume d'entreposage puisque les boues comblent les pores (interstices) présents dans les résidus miniers. Par contre, cette pratique n'est pas applicable à plusieurs sites miniers générateurs de DMA, notamment, bien sûr, aux sites qui ne sont plus en opération.

V.11.2.2. Traitement conventionnel :

Le procédé de traitement conventionnel consiste à neutraliser le DMA dans un réacteur où l'aération permet aussi d'oxyder le fer ferreux (figure 48).

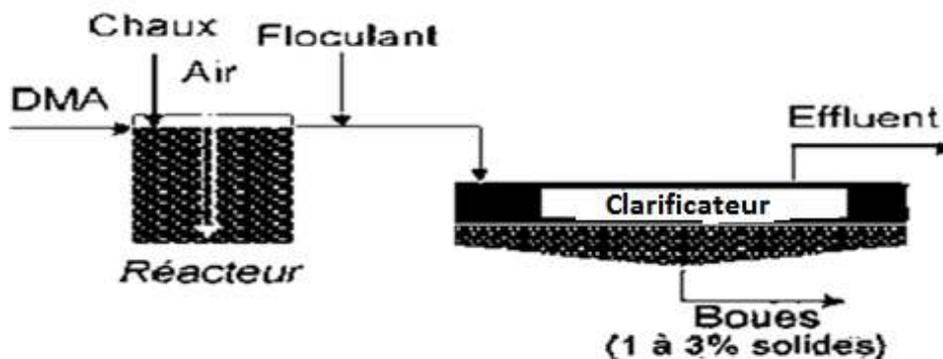


Figure 48. Traitement conventionnel de DMA

La séparation des solides est typiquement réalisée dans un clarificateur qui produit un effluent propre et une boue contenant de 1 à 5 % de solides. Comme on peut le voir à la figure 5.36, on peut ajouter un flocculant à l'entrée du clarificateur ou à la surverse du réacteur de neutralisation et d'oxydation.

Ce procédé permet de traiter l'eau acide efficacement et avec un bon contrôle et de produire une boue sans hydroxydes ferreux. Les coûts d'opération liés à ce procédé sont certes plus élevés.

V.11.2.3. Procédé de boues à haute densité (BHD)

Le procédé BHD, qui existe depuis la fin des années 1960, est maintenant utilisé régulièrement pour le traitement du DMA. Sa principale caractéristique est le recyclage d'une portion des boues, ce qui permet de produire des boues à plus haute.

Ce procédé est notamment employé sur plusieurs sites afin de produire des boues plus denses et ainsi minimiser le coût d'entreposage. Il permet notamment de produire des boues dont la densité de pulpe P varie de 10 à 40 % selon les caractéristiques du DMA et des composantes de l'usine.

Comme le montre la (figure 49) le procédé consiste à traiter l'eau acide à l'aide d'un mélange de boues recirculées et de lait de chaux. Un clarificateur est nécessaire afin de décanter les précipités et de récupérer une partie des boues produites

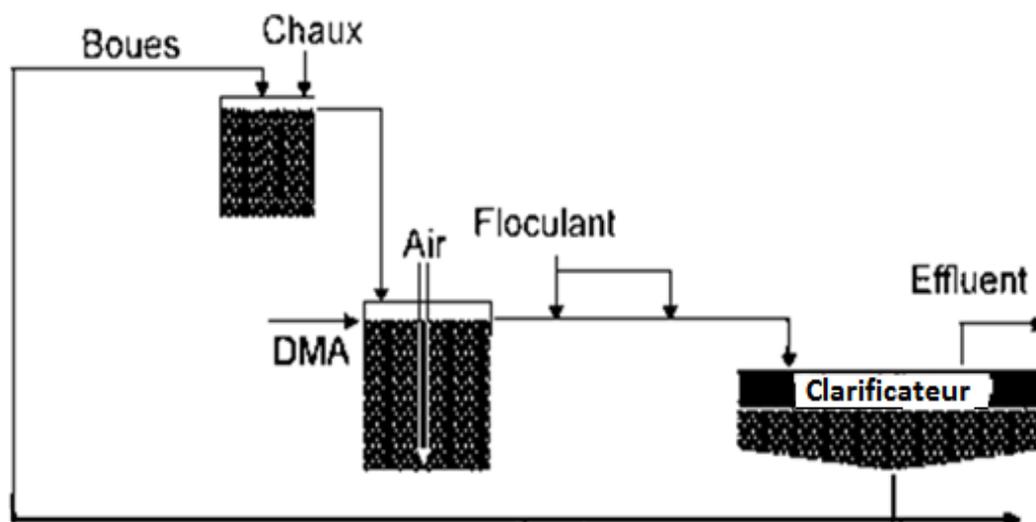


Figure 49. Procédé avec boues à haute densité

V.12. Conclusion

Dans le cycle du procédé BHD, les boues récupérées sont recirculées dans un réacteur où elles sont mélangées avec le lait de chaux avant d'être mises en contact avec le DMA. Le réacteur de mélange boues/chaux est appelé réacteur d'alcalinisation, et il a normalement un court temps de rétention (< 10 min). Le mélange boues/chaux vient ensuite neutraliser l'eau acide. D'après ses concepteurs, la chaux se déposerait sur la surface des particules solides des boues recyclées dans le réacteur d'alcalinisation.

Pendant l'étape subséquente de neutralisation, la précipitation des métaux se ferait aussi sur cette surface, ce qui permettrait aux particules solides de grossir et peut-être même de se cristalliser afin de former une boue qui est plus dense et qui sédimente plus rapidement.

Conclusion générale et perspectives

Les rejets miniers sulfurés proviennent du traitement des minerais de Pb, Zn, Cu, Ag par flottation posent de gros problèmes aux acteurs industriels et en particulier les entreprises minières. L'étude menée concerne une mise en valeur des rejets miniers sulfurés de la mine de Chaabet El Hamra située au Nord Est d'Algérie.

Après une étude menée sur les rejets miniers de Chaabet El-Hamra, les conclusions tirées de ses travaux de recherches sont

- Les sulfures dominants dans les rejets miniers sont donc les sulfures de fer non économique du type pyrite. Dans le cas de la mine de Chaabet El Hamra, la pyrite est le principal sulfure de fer, elle constitue plus de 90 % de ces rejets.
- La flottation des sulfures de zinc se compose d'une étape d'activation avec un sulfate de cuivre (CuSO_4) puis l'ajout d'un collecteur de type xanthate ou dithiophosphate. Le procédé se compose de deux étapes de dégrossissage et épuisage. Une autre étape supplémentaire de relavage pour améliorer la qualité de produit obtenu.
- Le rejet de concentrateur est composé des différents résidus des étapes de flottation. C'est l'ensemble de la chaîne de traitement qui conditionne l'oxydation des sulfures résiduels et donc, les espèces superficielles de la pyrite dans les rejets de concentrateur.
- Les rejets miniers issus du traitement par flottation de la blende sont constitués principalement de pyrite, de marcassite, de dolomie contenant des inclusions considérable de blende (ZnS), la galène est pratiquement absente dans ces rejets.
- Pour contrer le problème de drainage minier acide (DMA), des essais de désulfuration environnementale par flottation sont réalisées sur plusieurs échantillons représentatifs pour séparer la fraction riche en soufre par rapport à la fraction pauvre en soufre.

- Les résultats obtenus par flottation sont très significatifs en récupération et en teneur soufre. Le procédé de flottation tient compte des paramètres (pH, collecteur), le pH varie entre 3 et 6, le pH optimal obtenu est de l'ordre de 5. La teneur est de 19% soufre contre 20% fer ce qui montre que les rejets miniers ont subi probablement une oxydation ou un drainage dans un milieu acide par lessivage.
- Pour déterminer l'influence du collecteur sur la teneur de la pyrite, les doses de réactifs ont été maintenues constantes H_2SO_4 : 1000g/t et l'huile de pin de 10g/t, la quantité optimale est atteinte à 140g/t d'amylxanthate de potassium pour des teneurs de 19% S.
- Les rejets de flottation sont de nouveau séparés pour récupérer la blende contenant des métaux lourds de zinc.
- Les rejets pauvres en soufre contenant de la dolomie serviront comme recouvrement des rejets miniers riches en soufre (recouvrement monocouche pour le cas d'une région semi-aride de la wilaya de sétif).

Du point de vue protection de l'environnemental, la désulfuration représente une technique très prometteuse, compatible avec une politique de développement durable de l'industrie minière. Elle constitue donc un projet de restauration et de gestion intégrée des déchets miniers de la mine de Chaabet El Hamra.

Références et bibliographiques

A

AFNOR X 31-210. (1988). Déchets : Essai de lixiviation, Agence Française de Normalisation, Paris, 17 p

Aubertin, M., Bussiere, B., et Bernier, L. (2002). Environnement et gestion des rejets miniers. Presse internationale polytechnique.

B

Bennett, J.W., Comarmond, M.J. et Jeffery, J. (2000). Comparison of sulfidic oxidation rates measured in the laboratory and the field. Proceedings of the 5 th International Conference on Acid Rock Drainage, Denver, vol. 1, pp. 171-180.

Benoit, P., Benzaazoua, M., Bussiere, B., Kandji, H.B., Chopard, A. et Bouzahzah, H. (2015). Use of EDTA in modified kinetic testing for contaminated drainage prediction from waste rocks: case of the Lac Tio mine. *Environmental Science And Pollution Research*, Doi 10.1007/S11356-015-4106-6.

Benzaazoua, M., Bussiere, B., Aubertin, M., Lelievre, J., Bois, D. et Servant, S., URSTM. (1998). *Rapport final Valorisation des résidus miniers : une approche intégrée*

Benzaazoua, M. et Kongolo, M. (2003). Physico-chemical properties of tailing slurries during environmental desulphurization by froth flotation. *International Journal of Mineral Processing*, 69: 221-234.

Benzaazoua, M., Bussiere, B., Dagenais, Am. et Archambault, M. (2004). Kinetic tests comparison and interpretation for prediction of the Joutel tailings acid generation potential. *Environmental Geology*, 46:1086–1101.

- Benzaazoua, M., Bussière, B., Kongolo, M., Mc Laughlin, J. et Marion, P. (2000). Desulphurization feasibility of mine tailings for acid mine drainage control: study on four Canadian tailings. *International Journal of Mineral Processing*, 60: 57-74.
- Benzaouza, M. et Hakkou, R. (2015). Défis autour de la disponibilité des matériaux de restauration minière, *journée de la recherche*, Québec.
- Blowes, D.W. et Ptacek, C.J. (1998). Selection of reactive mixtures for use in permeable reactive walls for treatment of acid mine drainage. *Environmental science and Technology*, 32: 1972-1979.
- Blowes, W., Ptacek, C.J., Jambor, J.I. et Weisener, C.G. (2003). The geochemistry of acid mine drainage. In: Holland H.D., Turekian K.K. (Eds), *Treatise on Geochemistry*, Ch 9.05. Pergamon, Oxford, pp. 149–204, ISBN: 978-0-08-043751-4.
- Bois, D., Poirier, P., Benzaazoua, M., Bussiere, B. et Kongolo, M. (2005). A feasibility study on the use of desulphurization tailings to control acid mine drainage. *Canadian Institute of Mining Bulletin*, 98, N 1087: 8p.
- Bounouala, M. et Mehri, D. (2001). Behaviour of Zinc/pyrite ore from the Chaabet el Hamra mine (Algeria) in processing by flotation. *Aufbereitungs Technik*, 42Nr.9.
- Bounouala, M., Merabet, D. et Baccouche, M. (2000). Characterization of the sulphide ore Chaabet El Hamra for enrichment by flotation. *Annales de Chimie Science des Matériaux*, 25, pp. 635-643
- Boutin, P. (2006). Colonne de Flottation, *Chapitre 1*, Francois-Olivier, p.1.
- Bouzahzah, H., Benzaazoua, M., Bussiere, B. et Plante, B. (2014). Prediction of acid mine drainage: importance of mineralogy and the test protocols for static and kinetic tests. *Mine Water Environemt.* 33:54–65. doi:10.1007/s10230-013-0249-1
- Bussiere, B., Aubertin, M., Zagury, G.J., Potvin, R. et Benzaazoua, M. (2002). Principaux défis et pistes de solution pour la restauration des aires d'entreposage de rejets miniers abandonnées

Bussiere, B., Banzaazoua, M., Aubertin, M. et Mbonimpa, M. (2003). A laboratory study of covers made of low-sulphide tailings to prevent acid mine drainage, *Environmental Geology*, 45 :609-622

e

Consas, A., Ardaou, C., Cristini, A., Zuddas, P. et Cao, G. (2005). Mobility of heavy metals from tailings to stream waters in a mining activity contaminated site, article in press, *Chemosphere*.

Coussy, S. (2011). Stabilisation de rejets miniers pollués à l'arsenic à l'aide de sous-produits cimentaires: étude de l'influence de la cristalochimie sur le risque de mobilisation des polluants. *Thèse doctorat. Université du Québec en Abitibi-Temiscamingue*, p 373.

Directive 019 du l'industrie minière. (2012). Développement durable, environnement, Québec, Canada 105p.

f

Elberling, B., Nicholson, R.V. et David, D. (1993). Field evaluation of sulphide oxidation rates. *Nordic Hydrology*, 24:323-338.

ENOF, (2003). Projet de développement de la partie inférieure du gisement de Chaabet El-Hamra situé sous le niveau hydrodynamique (Profil 10 – Profil 15). 102 p.

ENOF, (2006). Eau du gisement de Chaabet El-Hamra. Dossier Hydrogéologique. 10 p.

Erwan, D. (2012). Étude de la corrosion atmosphérique du zinc et zinc-magnésium, en milieu marin. Thèse / *Université de Bretagne Occidentale*, pour Obtenir le titre de docteur de L'université de Bretagne Occidentale, p 215.

Frostad, S., Klein, B. Et Lawrence, R.W. (2000a). Kinetic Testing 1. Effects of Protocol Variable on Rates of Weathering. *Proceedings of the 5 th International Conference on Acid Rock Drainage*, Denver, vol. 1, pp. 641-649

G

- Genty, T. (2012). Hydrobiogéochimie behavior of mine drainage treatment of passive acid heavily contaminated by iron. PhD, *The Natural Sciences and Engineering Research Council of Canada (NSERC)*, Industrial Chair
- Gouissem, KH. (2001). Augmentation du taux de récupération du zinc du minerai sulfure du gisement de chaabet EL-Hamra. *Mém DE FIN D'ETUDES DE L'ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE*.
- Guiraud, R. (1990). Evolution post-triasique de l'avant-pays de la chaîne alpine en Algérie, d'après l'étude du bassin du Hodna et des régions voisines. *Mémoire de l'Office Nationale de la Géologie*. N°3. 271 p.
- GY, P. (1998). Echantillonnage. *Techniques de l'Ingénieur*, Dossier P 220, 23 p. Disponible sur : <http://www.techniques-ingenieur.fr> (janvier 2006)

H

- Hoenig, M. et Thomas, P. (2002). Préparation d'échantillons de l'environnement pour analyse minérale, Dossier P4150, *Techniques de l'Ingénieur*, 12 p
- Hollings, P., Hendry, M.J., Nicholson, R.V. et Kirkland, R.A. (2001). Quantification of oxygen consumption and sulphate release rates for waste rock piles using kinetic cells: Cluff lake uranium mine, northern Saskatchewan, Canada. *Applied Geochemistry*, 16:1215-1230.
- Hubert, C. et Schimann, R. (2004). Force and energy measurement of bubble-particle detachment masters of sciences in mining and minerals engineering, *Blacksburg*, Virginia.
- Jerz, J.K. et Rimstidt, J.D. (2004). Pyrite oxidation in moist air. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 68:701-714.



Kerdoud, D. (2005). Préparation par électrochimie et CVD Ultrasonore de couches de TiO₂ en vue de la dépollution de l'eau étude cristallographique et électrochimique. *Magister, Université Mentouri-Constantine*, p 116.

Khalfi, A. et Taleb, Ch. (2014). Contribution a l'étude d'impact environnemental de l'exploitation minière souterraine et des rejets de traitement (Cas de la mine de Chaabet El-Hamra, Ain Azel, Wilaya de Sétif). *Mém de master, université abou bekr belkaïd - tlemcen*

Kheloui, K. (2011). Elaboration de l'intermétallique FeAl utilisé comme renfort particulaire dans les matériaux composites. *Mémoire de magister. Université mouloud Mammeri de Tizi-Ouzou*, p144.

Kitobo, W. (2009). Cleanup and recovery of sulphidic mine waste tailings Katanga case of the former hub Kipushi. *Doctor in Engineering Sciences, University of cork*.

Kitobo, W., Kalenga, P., Ilunga, Na. et Luboya, F. (2007). Characterization of the mobility of trace metals contained in the releases of the Old Hub Kipushi in DR Congo. *Annals of Pole Mining Géologie, University of Lubumbashi* 1, 133-142.

Kleinmann, R.L.P., Crerar, D.A. et Pacellil, R.R. (1981). Biogeochemistry of acid mine drainage and a method to control acid formation. *Mining Engineering*, pp. 300-304.

Kongolo, K., Benzaazoua, M., De Donato, P., Drouet, B. et Barres, O. (2004). The comparison between amine thioacetate and amyl xanthate collector performances for pyrite flotation and application to tailings desulphurization, *Minerals Engineering*, 17-4: 505-515.

Kouachi, S. (2010). Etude et simulation par modèles mathématiques des étapes élémentaires lors du contact particule – bulle en flottation, *Thèse doctorat en science, Université El Arbi Ben M'hidi, Oum Elbouaghi, Algérie.*

M

Meftah, L. (2002). Avis sur la situation technico-économique de la mine de Chaabet El-Hamra (Sétif). 126 p

Mermillod Blondin, R. (2002). Zinc in Mine Waste, final engineering internship report, *Research Unit And Service Technology Mineral (RUSTM)* - Louvicourt Mine – National School of Geographic Sciences.

Mermillod Blondin, R. (2005). Influence of pyrite properties on the retention xanthate type molecules: Application to the desulfurization of tailings INPL PhD, National School of Geology.

Morin, Ka. et Hutt, NM. (1997). Environmental Geochemistry of Minesite Drainage: Practical Theory and Case Studies. Mine site Drainage Assessment Group (MDAG) Publishing, Vancouver, Canada.

Morth, A.H. et Smith, E.E. (1966). Kinetic of the sulphide-to-sulfate reaction. American Chemical Society, Division of Fuel Chemistry. Preprints. 10:83.

N

Nicholson, R.V., Gillham, R.W. et Reardon, E.J. (1988). Pyrite oxidation in carbonate-buffered solution. *Geochimica Cosmochimica Acta*, 52:1077-1085.

Nicolas, J. (2007). Principes de l'échantillonnage dans l'environnement, *Notes de cours dispensé à l'Université de Liège*, Inédit, 89 p.

Olson, G.J. (1991). Rate of pyrite bioleaching by *Thiobacillus ferrooxidans* – Results of an interlaboratory comparison. *Applied and Environmental Microbiology*, 57:642-644.

J

Plante, B., Bussière, B. et Benzaazoua, M. (2012). Static tests response on 5 Canadian hard rock mine tailings with low net acid-generating potentials. *Journal of Geochemical Exploration* 114:57–69, University of Quebec in Abitibi -Témiscamingue, Rouyn-Noranda, Canada.

R

Raj, K. et Anil, K. (2000). Environmental Issues and Management of Waste in Energie and Mineral Production. A.A Balkema, Rotterdam, Netherlands, 791p.

Rogowski, A.S. et Pionke, H.B. (1984). Hydrology and Water Quality on Strip-mined Lands. U.S. Environmental Protection Agency.

Stantec Consulting, Ltd. (2004). Priority assessment of metal leaching in neutral drainage. *Draft report submitted to MEND Initiative, CANMET, Ref. 631-22996, July*

Strachan, C. (2002). Review of tailings dam incident data. Mining Environmental Management, Tailings Management Guide, January 2002 : 7-9. 2004.

J

Tessouh S. 2010. Amélioration et optimisation des opérations de traitement par flottation du minerai de Chaabet El Hamra. *Mém d'ingénieur d'état*, Université Badji Mokhtar, Annaba, Algérie.

Thomas, G., Bussière, B., Benzaazoua, M. et Gérald, J. Z. (2012). Capacity of Wood Ash Filters to Remove Iron from AcidMine Drainage: Assessment of Retention Mechanism, *Mine Water Environment*, 31:273–286. Doi 10.1007/s10230-012-0199-z.

Toniazzo, V. (1998). Approche des mécanismes d'oxydation de la pyrite par *Thiobacillus ferrooxidans* grâce à la modélisation morpho-chimique de la surface minérale : rôle fondamental des phases superficielles oxydées. Université Henri - Poincaré de Nancy.



Verstraete, J. (2005). Approche multi-technique et multi-échelle d'étude des propriétés structurales des matériaux hétérogènes : application à un granulats siliceux naturel. *Thèse de l'Université de Mulhouse*, p 230.

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 en génie minéral, École Polytechnique de Montréal. WAYBRANT, K.R.

Villeneuve, M., Bussiere, B. et Benzaazoua, M. (2009). Assessment of interpretation methods for kinetic tests performed on tailings having a low acid generating potential, *Paper presented at the Securing the Future and 8th ICARD*. Skelleftea, Sweden.

Titre : Revalorisation et désulfuration environnementale des rejets de traitement de minerai zinc cas de la mine de Chaabet El-Hamra –Setif- (Algérie)

Les rejets miniers de la mine de Chaabet El Hamra contiennent des sulfures tels que la pyrite (FeS_2), la galène (PbS), la chalcopryrite (CuFeS_2) ce qui présentent un danger pour l'environnement. Les minéraux sulfurés sous l'effet de l'oxygène et en présence d'eau génèrent un phénomène de drainage minier acide (DMA). Pour se faire, des échantillons prélevés dans le site des rejets miniers sulfurés de la mine de Chaabet El Hamra puis soumis à des analyses chimiques ; une teneur moyenne en soufre qui titre 9%. Les analyses par diffractomètre à rayons X confirment la présence d'une inclusion considérable de pyrite contenant des minéraux secondaires de blende et de galène. Pour contrer le problème de drainage minier acide, des essais ont été orientés vers un procédé de désulfuration environnementale, par flottation de la fraction riche en pyrite à dépression de la matrice minéralogique pauvre en soufre contenant des métaux lourds de zinc et de plomb. Les résultats ainsi obtenus par flottation sont notables en récupération de soufre de pyrite contre des rejets contenant une proportion considérable en métaux lourds, en particulier le minéral de blende (ZnS). Par ailleurs on préconise le recouvrement de la fraction riche en pyrite avec des matériaux de calcaire pour neutraliser le potentiel acide. Les rejets miniers pauvres en soufre doivent être aussi recyclés pour d'une part la récupération du zinc et d'autre part de réduire la teneur en métaux lourds (ETM) afin d'éviter toute contamination de l'eau et du sol.



**Laboratoire des Ressources
Minières et Environnement**



