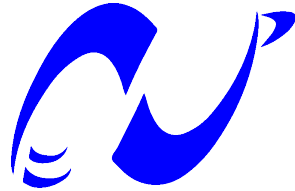


RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
École Nationale Polytechnique



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier
Mémoire de projet de fin d'études
pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Désulfuration environnementale des rejets de la mine de Kherzet Youcef par flottation

BOURARA Anes
HORRI Hadjer

Sous la direction de
Mme : A. MERCHICHI

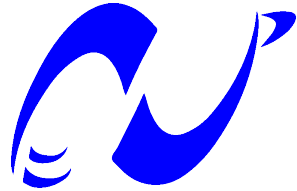
Présenté et soutenu publiquement le
20/06/2017

Composition du Jury :

Président	Dr. AKKAL Rezki	M.C.A	Ecole Nationale Polytechnique
Promoteur	Mme. A. MERCHICHI	M.A.A	Ecole Nationale Polytechnique
Examineur	Dr. OULD HAMOU Malek	M.C.A	Ecole Nationale Polytechnique

ENP 2017

RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
École Nationale Polytechnique



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

Département Génie Minier
Mémoire de projet de fin d'études
pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Désulfuration environnementale des rejets de la mine de Kherzet Youcef par flottation

BOURARA Anes
HORRI Hadjer

Sous la direction de
Mme : A. MERCHICHI

Présenté et soutenu publiquement le
20/06/2017

Composition du Jury :

Président	Dr. AKKAL Rezki	M.C.A	Ecole Nationale Polytechnique
Promoteur	Mme. A. MERCHICHI	M.A.A	Ecole Nationale Polytechnique
Examineur	Dr. OULD HAMOU Malek	M.C.A	Ecole Nationale Polytechnique

ENP 2017

ملخص

الهدف من هذا العمل هو اجراء دراسة حول تنقية نفايات منجم خرزة يوسف, الغرض من هذه الدراسة هو تقليص كمية الكبريتات في المخلفات بحيث تصبح غير مولدة للحوامض، بتطبيق تقنية التعويم غير الانتقائي.

كما هو الحال في أي دراسة أجريت اختبارات فيزيائية، كيميائية ومعدنية للتعرف على خصائص نفايات منجم خرزة يوسف. لعملية إزالة الكبريت، درسنا العوامل المختلفة التي تؤثر على طريقة التعويم غير الانتقائي. للقيام بذلك، تم استعمال تركيزات مختلفة للمواد الكيميائية المستخدمة (جامع وتفعيل)، ودرجة الحموضة وحجم الجسيمات، وذلك لتحديد الظروف المثلى للحصول على أفضل النتائج، ووضع خطة لعلاج نفايات منجم خرزة يوسف .

الكلمات المفتاحية: التعويم، خرزة يوسف، مخلفات، الكبريتات.

Abstract

The objective of this work is to carry out a decontamination study of the discharges from the Kherzet Youcef mine.

The aim of this study is to remove the maximum amount of sulphides from these mining residues so that they are no longer acid generators by applying the non-selective flotation technique.

As in any treatment study, physical, chemical and mineralogical characterization tests are carried out in the first place in order to identify the discharges from the dike of the Kherzet Youcef mining complex.

For the desulfurization process, we studied the various parameters affecting the non-selective flotation method. In order to do this we varied the concentrations of the chemical reagents used (collector and activator), as well as the pH and particle size, in order to determine the optimum conditions for obtaining the best results and to draw up a scheme Final disposal of the waste from the Kherzet Youcef mine.

Key words : flotation, Kharzet Youcef, discharges, desulfurization.

Résumé

L'objectif de ce travail consiste à réaliser une étude de dépollution des rejets de la mine de Kherzet Youcef.

Le but de cette étude est de retirer le maximum de sulfures à partir de ces résidus miniers afin qu'ils ne soient plus générateurs d'acide, et ce en appliquant la technique de flottation non sélective.

Comme dans toute étude de traitement, des essais de caractérisations physique, chimique et minéralogique sont réalisés en premier lieu, afin de permettre l'identification des rejets provenant de la digue du complexe minier de Kherzet Youcef.

Pour le procédé de désulfuration, nous avons étudié les différents paramètres affectant la méthode de flottation non sélective. Pour ce faire, nous avons fait varier les concentrations des réactifs chimiques utilisés (collecteur et activant), ainsi que le pH et la granulométrie, dans le but de déterminer les conditions optimales permettant d'obtenir les meilleurs résultats, et d'élaborer un schéma final de traitement de dépollution des rejets de la mine de Kherzet Youcef.

Mots clés : flotation, Kharzet Youcef, rejets miniers, désulfuration

Dédicace

A mes chers parents pour leur amour, soutien, encouragements et sacrifices.

A mon cher frère et mes adorables sœurs.

A mes beaux-frères.

A mon neveu.

A ma chère amie Racha qui a toujours été là pour moi.

Et à tous mes amis.

Hadjer

Dédicace

A mes chers parents qui m'ont toujours soutenu et cru en moi,

A mon frère, puisse dieu me le garder,

A toutes les personnes qui comptent pour moi.

Bourara Ines

Remerciements

Ce mémoire n'aurait pas été possible sans l'intervention, consciente, d'un grand nombre de personnes. Nous souhaitons ici les en remercier.

Nous tenons d'abord à remercier très chaleureusement Mme MERCHICHI Amira qui nous a permis de bénéficier de son encadrement.

Les conseils qu'elle nous a prodigués, la patience, la confiance qu'elle nous a témoignés ont été déterminants dans la réalisation de notre travail.

Nous tenons aussi à remercier très sincèrement Dr OULD HAMOU Malek notre chef de département et Dr Akkal Rezki qui nous font le grand honneur d'accepter de juger notre travail.

Nos remerciements s'étendent également à tous nos enseignants durant les années des études.

Enfin, nous tenons à remercier tous ceux qui, de près ou de loin, ont contribué à la réalisation de ce travail.

Table des matières

Liste des tableaux

Liste des figures

Liste des abréviations

Introduction Générale	13
1 Désulfuration environnementale	14
1.1 Introduction	14
1.2 Le drainage minier acide (DMA)	14
1.3 Prédiction du potentiel de génération d'acide	15
1.3.1 Essai statique	15
1.3.2 Essai cinétique	15
1.4 Mesures de prévention et de contrôle du DMA	16
1.4.1 Traitements actifs	16
1.4.2 Traitements passifs	16
1.4.3 Imperméabilisation des résidus	16
1.4.4 Désulfuration environnementale	17
1.5 Désulfuration par flottation	18
1.5.1 Théorie de la flottation	19
1.6 Conclusion	26
2 Présentation de la zone d'étude	27
2.1 Situation géographique	27
2.2 Historique des travaux géologiques et miniers	28
2.3 Topographie	29
2.4 Aspect climatologique	29
2.4.1 Les précipitations	29
2.4.2 Les températures	30
2.4.3 Les grêles et les gelées	30
2.4.4 L'évapotranspiration	30
2.4.5 Les vents	31
2.5 Hydrologie et hydrogéologie	31
2.6 Cadre géologique	33
2.6.1 Géologie locale de la mine de Kherzet Youcef	34
2.7 Minéralisation	36
2.7.1 Minéraux sulfurés	36
3 Méthodologie et protocole analytique	38
3.1 Introduction	38
3.2 Échantillonnage	38
3.3 Préparation des échantillons	39
3.4 Caractérisation physique	40

3.4.1	Détermination de la matière organique par incinération : méthode de perte au feu (PAF)	40
3.4.2	Détermination de la teneur en eau pondérale (Norme NF P94-050)	41
3.4.3	Détermination du poids volumique (norme NF P94-053)	41
3.4.4	Détermination du poids volumique des particules solides (norme NF P94-054)	42
3.5	Caractérisation minéralogique	42
3.5.1	Analyse granulométrique (NF EN 933-1)	43
3.5.2	Protocole expérimental	43
3.5.3	Matériel utilisé	44
3.5.4	Description de l'essai	44
3.6	Travaux de recherches sur la flottation des résidus	45
3.6.1	Tests de flottation	45
3.6.2	Les paramètres affectant la flottation	49
3.7	Étude microscopique	50
3.8	Conclusion	51
4	Résultats et interprétations	52
4.1	Introduction	52
4.2	Résultats des essais de la caractérisation physique	52
4.2.1	Détermination de la matière organique par incinération : méthode de perte au feu (PAF)	52
4.2.2	Détermination de la teneur en eau pondérale (Norme NF P94-050)	52
4.2.3	Détermination du poids volumique (norme NF P94-053)	53
4.2.4	Détermination du poids volumique des particules solides (norme NF P94-054)	53
4.3	Résultats de l'analyse granulométrique	53
4.3.1	Coefficient d'uniformité ou de Hazen	54
4.3.2	Coefficient de courbure	54
4.4	Les résultats des essais de flottation	55
4.4.1	Variation du dosage de l'activant et du collecteur	55
4.4.2	Variation du dosage du collecteur	56
4.4.3	Variation du dosage de l'activant	59
4.4.4	Variation du pH	62
4.4.5	Variation de la classe granulométrique	64
4.4.6	Résultats de l'analyse microscopique	67
4.4.7	Variations du pH et du Eh en fonction du temps	68
4.5	Conclusion	71
	Conclusion Générale	73
	Bibliographie	76

Liste des tableaux

2.1	Coordonnées UTM de la mine de Kherzet Youcef	27
2.2	Précipitations moyenne mensuelle dans la région d'Aïn Azel de 1996 à 2008	29
	[13]	29
2.3	Précipitations dans la région d'Aïn Azel de 1996 à 2008 [13]	30
2.4	Evapotranspiration dans la région d'Aïn Azel de 1990 à 2004 [13])	31
3.1	Composition minéralogique de la digue	43
4.1	Résultats de l'analyse granulométrique	53
4.2	Masses des concentrés (dosage du collecteur et de l'activant variés)	55
4.3	Rendements pondéraux(dosages du collecteur et de l'activant variés)	55
4.4	Masses des concentrés	58
4.5	Rendements pondéraux des essais de flottation (Variation du collecteur)	58
4.6	masses des concentrés (dosage du collecteur varié)	61
4.7	rendements pondéraux(dosage du collecteur varié)	61
4.8	Masses des concentrés (Variation du pH)	64
4.9	Mesures des concentrés	66
4.10	Rendement Pondéraux	66
4.11	Variations du pH et Eh en fonction du temps	68
4.12	pH et Eh en fonction du temps	70

Liste des figures

1.1	Schéma illustrant le concept de génération de drainage minier acide	15
1.2	Structure d'une couverture à barrière capillaire[4]	17
1.3	Schéma explicatif du procédé de traitement	18
1.4	Fixation des particules à surface hydrophobe aux bulles d'air	19
1.5	Angle de contact entre une bulle et une particule solide dans un milieu aqueux	20
1.6	Mode d'action d'un collecteur	21
1.7	Classification des collecteurs	22
1.8	Mode d'action d'un moussant	23
1.9	Cellule de flottation (Bouabdalah.E, 2000)	25
1.10	Schéma d'une colonne de flottation	25
2.1	Situation géographique de la mine de Kherzet Youcef	28
2.2	Températures moyennes mensuelles interannuelles (1996-2008) de la région d'Ain Azel	30
2.3	Températures moyennes mensuelles de la région de AIN AZEL durant la période (1996-2008)	31
2.4	Coupe hydrogéologique schématique de la région de Kherzet Youcef. (L. Attoucheik, 2006)	32
2.5	Coupe géologique schématique de la région de Kherzet Youcef.	35
2.6	Colonne stratigraphique de la mine Kherzet Youcef.[14]	36
3.1	Plan d'échantillonnage appliqué	38
3.2	Opération du quartage	39
3.3	Formation d'un cylindre avant la division	39
3.4	Diviseur rotatif à cône.	40
3.5	Tamiseuse de tipe Retech avec la série des tamis	44
3.6	Cellule de flottation.	45
3.7	Agitation de la pulpe au sein de la cellule de flottation	46
3.8	Valeur du pH est enregistrée durant tout le processus à l'aide du pH-mètre	46
3.9	Réactifs chimiques utilisés au laboratoire	47
3.10	Recueil du concentré après l'injection d'air	48
3.11	Filtration et séchage	48
3.12	stéréomicroscope Zeiss Stemi TM DV4	50
4.1	Courbe granulometrique	54
4.2	Rendements pondéraux en fonction des concentrations du collecteur et de l'activant.	56
4.3	Schéma de flottation (Variation du collecteur)	57
4.4	Rendement pondéral en fonction de la concentration du collecteur	58
4.5	Le rendement total (Variation du collecteur)	59
4.6	Schéma de flottation (Variation de l'activant)	60
4.7	Rendement pondéral en fonction de la concetration de l'activant	61

4.8	Le rendement total en fonction de la concentration de l'activant	61
4.9	Schéma de flottation (Variation du pH)	63
4.10	Rendement pondéral en fonction du PH	64
4.11	Schéma de flottation (Variation de la granulométrie)	65
4.12	Rendement pondéral en fonction de la classe granulaire	66
4.13	Avant flottation($-80 + 63\mu m$)	67
4.14	Après flottation($-80 + 63\mu m$)	67
4.15	Avant flottation ($-100\mu m + 80\mu m$)	67
4.16	Après flottation ($-100\mu m + 80\mu m$)	67
4.17	Avant flottation($-250\mu m + 100\mu m$)	68
4.18	Après flottation($-250\mu m + 100\mu m$)	68
4.19	Variation du pH en fonction du temps (Variation du collecteur)	69
4.20	Variation du Eh en fonction du temps (Variation du collecteur)	69
4.21	Variation du pH en fonction du temps (Variation de l'activant)	70
4.22	Variation du Eh en fonction du temps (Variation de l'activant)	70
4.23	Schéma final proposé pour la flottation	72

Liste des abréviations

AFNOR : Association Française de Normalisation

ANRH : Agence Nationale des Ressources de Normalisation

Ba : Ba

BRMA : Bureau de Recherche Minière d'Algérie

Cc : Coefficient de Courbure

Cd : Cad

Cu : Cuivre

Cu : Coefficient d'Uniformité

DMA : Drainage Minier Acide

DRX : Diffraction aux Rayons X

Eh : Potentiel d'oxydoréduction

ENOF : Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles

ETM : Eléments Traces Métalliques

ETP : Evapotranspiration Potentielle

ETR : Evapotranspiration Réelle

Fe : Fer

L/S : Rapport liquide-solide

Mg : Magnésium

Mn : Manganèse

MO : Matière Organique

MO(WB) : Matière Organique par la méthode de Wlakley Black

M_p : Masse de la couche de paraffine

M'_p : Masse de l'échantillon recouvert de paraffine

M_s : Masse sèche

M_w : Masse de l'eau

ONM : Office National de Météorologie

ORGM : Office Nationale de Recherche Géologique et Minière

PAF : Perte Au Feu

PAM : Potentiel d'Acidité Maximal

Pb : Plomb

PGA : Potentiel de Génération Acide

pH : Potentiel d'hydrogène

PN : Potentiel de Neutralisation Brut

PNN : Potentiel de neutralisation net

Pp : Volume de la paraffine

UTM : Universal Transverse Mercator

V : volume de l'échantillon

W : Teneur en eau

Zn : Zinc

Introduction Générale

L'industrie minière est une activité économique importante et cela depuis de nombreuses décennies. Bien que cette industrie amène des retombées socio-économiques importantes, de nombreux impacts négatifs sur l'environnement en découlent. A court terme, la destruction du paysage naturel, la fragmentation de milieux écologiques sont des impacts négatifs majeurs tandis qu'à long terme, elle peut causer d'importants dommages par l'acidification du milieu communément appelée le drainage minier acide (DMA).

Le cas du complexe minier de Kherzet Youcef où des travaux de recherche réalisés par Belkhiri, 2011 et Aitouchak, 2006, portant sur les eaux souterraines, les sols et les sédiments des oueds de la plaine de Ain Azel, ont confirmé la pollution de la région. Nous nous sommes donc proposés d'entreprendre, dans le cadre de ce projet, à réaliser une étude de dépollution de ces rejets.

L'objectif de cette étude est de retirer suffisamment de sulfures des rejets de la digue du complexe minier de Kharzet Youcef (Ain Azel, W. Sétif), pour que le résidu final ne soit plus acidogène et ne contienne pratiquement de métaux lourds.

Le présent travail est structuré en quatre chapitres, dans le premier nous allons d'abord décrire la problématique de la pollution due à la présence des sulfures dans les résidus miniers, ensuite expliquer les différentes solutions proposées, notamment les méthodes de traitement, de prévention et du contrôle de la génération d'acide, en particulier, la méthode de désulfuration environnementale par flottation non sélective utilisée dans ce projet. Ces méthodes sont d'une importance majeure car elles permettent d'éviter une contamination du milieu environnant. Le second chapitre présente la zone étudiée, il englobe la description géologique, hydrogéologique et les caractéristiques climatologiques de la région, ainsi que les différentes technologies de traitement au niveau de l'usine.

Le troisième chapitre est essentiellement expérimental, dans lequel nous allons expliquer les différentes méthodes et les procédés que nous avons mis en pratique durant notre travail. Nous citerons les méthodes d'identification des caractéristiques physique, chimique et minéralogique des rejets de la mine de Kharzet Youcef, nous expliquerons aussi le procédé de flottation et ses différents paramètres tout en déterminant le choix des réactifs et leurs dosages. Enfin, dans le dernier chapitre, nous allons présenter les résultats des études expérimentales réalisées au laboratoire puis les discuter afin d'aboutir à de bonnes conclusions.

Nous finirons ce chapitre par un schéma de traitement des rejets provenant de la mine de Kharzet Youcef, au vu des résultats obtenus.

Chapitre 1

Désulfuration environnementale

1.1 Introduction

Dans l'industrie minière la production de rejets est inévitable. Des aménagements d'entreposage sont créés afin de les déposer dans un environnement où il est plus facile de les gérer et de contrôler leurs impacts sur l'environnement. La quantité importante de rejets aura un impact négatif sur l'environnement si la gestion de ces derniers n'est pas faite correctement. Dépendamment de leur composition, la stabilité chimique des résidus cause des problèmes environnementaux importants.

L'un des problèmes majeurs que peuvent provoquer les minéraux sulfurés présents dans les rejets miniers est le drainage minier acide, sa compréhension est nécessaire pour l'analyse des meilleures techniques de désulfuration de ses rejets.

Ce présent chapitre met en évidence la technique de désulfuration ainsi que les différentes mesures de prévention et de contrôle du problème environnemental des résidus miniers sulfurés.

1.2 Le drainage minier acide (DMA)

Plusieurs facteurs peuvent influencer la production du DMA par les résidus de concentrateur ou les stériles miniers. L'oxydation des minéraux sulfureux qui se retrouvent dans les aires d'accumulation entraîne une acidification des rejets. Leur composition chimique ainsi que divers facteurs comme la température et le type de milieu récepteur peuvent favoriser le DMA.

Cette oxydation des minéraux sulfureux présents dans les rejets miniers est une réaction chimique naturelle produite lorsque ces minéraux sont mis en contact avec l'oxygène 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.

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.

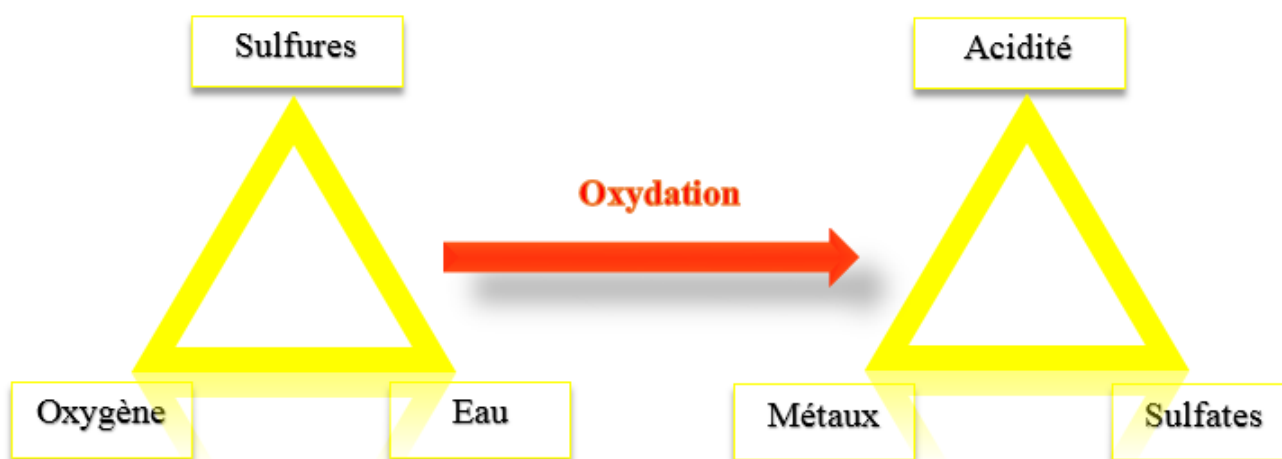


FIGURE 1.1: Schéma illustrant le concept de génération de drainage minier acide

1.3 Prédiction du potentiel de génération d'acide

Les techniques de prédiction du potentiel de génération acide (PGA) des rejets miniers permettent de déterminer, avant même le début des opérations, si ces rejets seront générateurs de DMA. La prédiction du PGA est donc une étape cruciale dans l'élaboration des mesures de confinement, de traitement et de suivi des rejets miniers. Le PGA permet de déterminer les meilleures avenues possibles pour la gestion durable des rejets et dans les pratiques de valorisation qui peuvent être mises en œuvre. Il existe différentes façons de prédire le PGA, soit à l'aide d'essais statiques, d'essais cinétiques ou par la modélisation géochimique[1].

1.3.1 Essai statique

L'essai statique consiste à déterminer le potentiel d'acidité maximal (PAM) en mesurant le pourcentage de soufre qui se trouve dans l'échantillon. Le tirage d'une autre portion de l'échantillon jusqu'à un pH de 3.5 permet de mesurer, quant à lui, le potentiel de neutralisation brut (PN). Ces deux mesures permettent de déterminer le potentiel de neutralisation net (PNN) : $PNN = PN - PAM$.

L'échantillon est considéré potentiellement générateur d'acide lorsque le pourcentage de soufre est supérieur à 0.3% et que le PNN est inférieur ou égal à 20 kg/tonne de carbonate de calcium ($CaCO_3$).

Bien que les essais statiques permettent d'évaluer un échantillon ponctuel, ils ne donnent que très peu d'information sur l'évolution de la stabilité chimique de ces rejets suite à son altération dans l'environnement[1].

1.3.2 Essai cinétique

L'essai cinétique permet de déterminer le PGA à long terme des matériaux testés et de vérifier les résultats obtenus par les essais statiques. Effectués en cellule d'humidité ou en colonne, les échantillons sont exposés à de l'air sec et humide à quelques jours d'intervalle. Suite à ces séjours, on effectue un rinçage en utilisant de l'eau déminéralisée. Cette eau est ensuite récupérée. Les analyses effectuées sur l'eau de rinçage portent notamment sur

le pH, l'acidité, l'alcalinité, la concentration de métaux ou encore le potentiel d'oxydoréduction. Cette technique vise donc à oxyder les rejets pour être en mesure de mesurer le PGA sur le long terme en plus de déterminer les taux de lixiviation des métaux lourds.

1.4 Mesures de prévention et de contrôle du DMA

Depuis quelques années, les recherches se sont surtout concentrées à approfondir les connaissances sur les causes, les réactions chimiques et, surtout, sur les mesures de prévention et de contrôle du drainage minier acide. Plusieurs méthodes sont proposées dont le but est soit de minimiser les impacts du drainage minier acide sur l'environnement, ou de le traiter.

1.4.1 Traitements actifs

Ce système de traitement consiste à récolter les eaux de lixiviation provenant des parcs à résidus miniers et à les canaliser vers un bassin où elles sont traitées chimiquement. De façon générale, les procédés comprennent l'ajout de la chaux afin d'augmenter le pH, une aération afin d'oxyder les ions métalliques en solution et l'ajout de flocculant pour favoriser l'agglomération et la précipitation.

Malgré leur efficacité, les traitements actifs ne sont pas bien adaptés pour les eaux de lixiviation puisqu'ils nécessitent habituellement une installation très coûteuse et un entretien continu afin d'assurer le bon fonctionnement du système d'opération. De ce fait, il n'est ni économique, ni pratique d'envisager un traitement chimique comme une mesure de contrôle à long terme.

1.4.2 Traitements passifs

Les traitements passifs représentent des solutions qui nécessitent généralement peu d'investissement, un entretien minime et qui sont satisfaisantes à long terme au plan environnemental. Le principe des systèmes de traitement passif consiste à faire circuler les effluents miniers à travers des matériaux ou systèmes vivants qui génèrent suffisamment d'alcalinité pour neutraliser l'acidité et par conséquent diminuer la charge en métaux.

Il s'agit d'utiliser des micro-organismes, généralement des bactéries anaérobies ou aérobies, pour catalyser les réactions d'oxydation de certains minéraux.

1.4.3 Imperméabilisation des résidus

L'eau constitue à la fois l'effluent principal, le milieu réactif et, dans le cas des eaux superficielles, un vecteur important de l'oxygène. Empêcher ou limiter la pénétration d'eau dans les résidus constitue donc un enjeu important. L'oxygène, à son tour, est l'un des trois éléments dans le processus d'oxydation, réduire son contact avec les résidus permet aussi de limiter la production de rejets acides dans les aires d'accumulation. Différentes techniques sont proposées : les barrières imperméables à l'eau, soit monocouches ou multicouches et barrières spécifiquement consommatrices d'oxygène. Il est à noter que les matériaux de recouvrement doivent faciliter la revégétalisation et avoir un rôle dans la limitation de l'érosion mécanique (ajout de terre végétale, de blocs rocheux...). L'aménagement de barrières à oxygène est la méthode la plus efficace pour conter le DMA [2].

La couverture à effet de barrière capillaire, illustré à la figure xx, vise à aménager une couverture sur les rejets en plusieurs couches qui ont chacune un rôle spécifique[3].

- Une couche superficielle ou de surface (A) : sert à absorber l'humidité et à la croissance des plantes lors de la revégétalisation.
 - Une couche de protection (B) : protège de l'érosion et de l'intrusion biologique ;
 - Une couche drainante (C) : sert à l'évacuation de l'eau ;
 - Une couche de faible perméabilité (D) : forme le bris capillaire qui, en étant saturé d'eau, empêche l'oxygène gazeux de pénétrer.
- Dans certains cas, une couverture réductrice composée de matières organiques peut aussi être utilisée afin que l'oxygène soit consommé avant d'atteindre les rejets (Mermilod-Blondin, 2006)

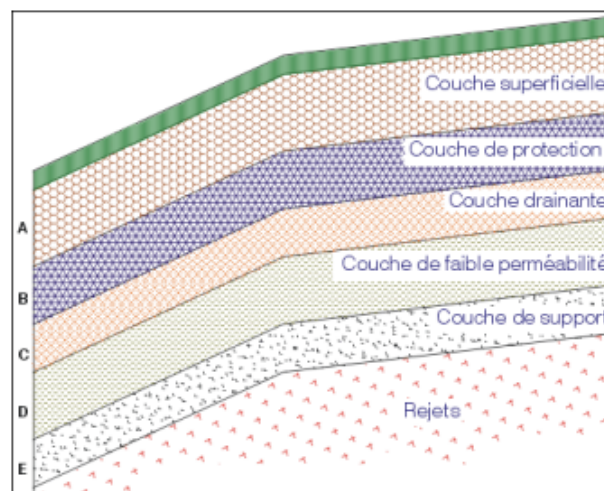


FIGURE 1.2: Structure d'une couverture à barrière capillaire[4]

1.4.4 Désulfuration environnementale

L'objectif de la désulfuration de rejet minier est de retirer suffisamment de sulfures pour que le résidu final ne soit plus générateur d'acide. C'est l'une des techniques utilisées pour prévenir cette production acide et est un procédé qui produit des rejets classés non-acidogènes et qui, conséquemment, rend leur gestion moins contraignante. Le moyen le plus radical pour éviter les effluents acides est bien évidemment de supprimer les sulfures présents. La désulfuration se fait par flottation ou par biolixiviation, il est possible, soit de récupérer les sulfures par flottation, soit récupérer leur contenu en métaux par biolixiviation.

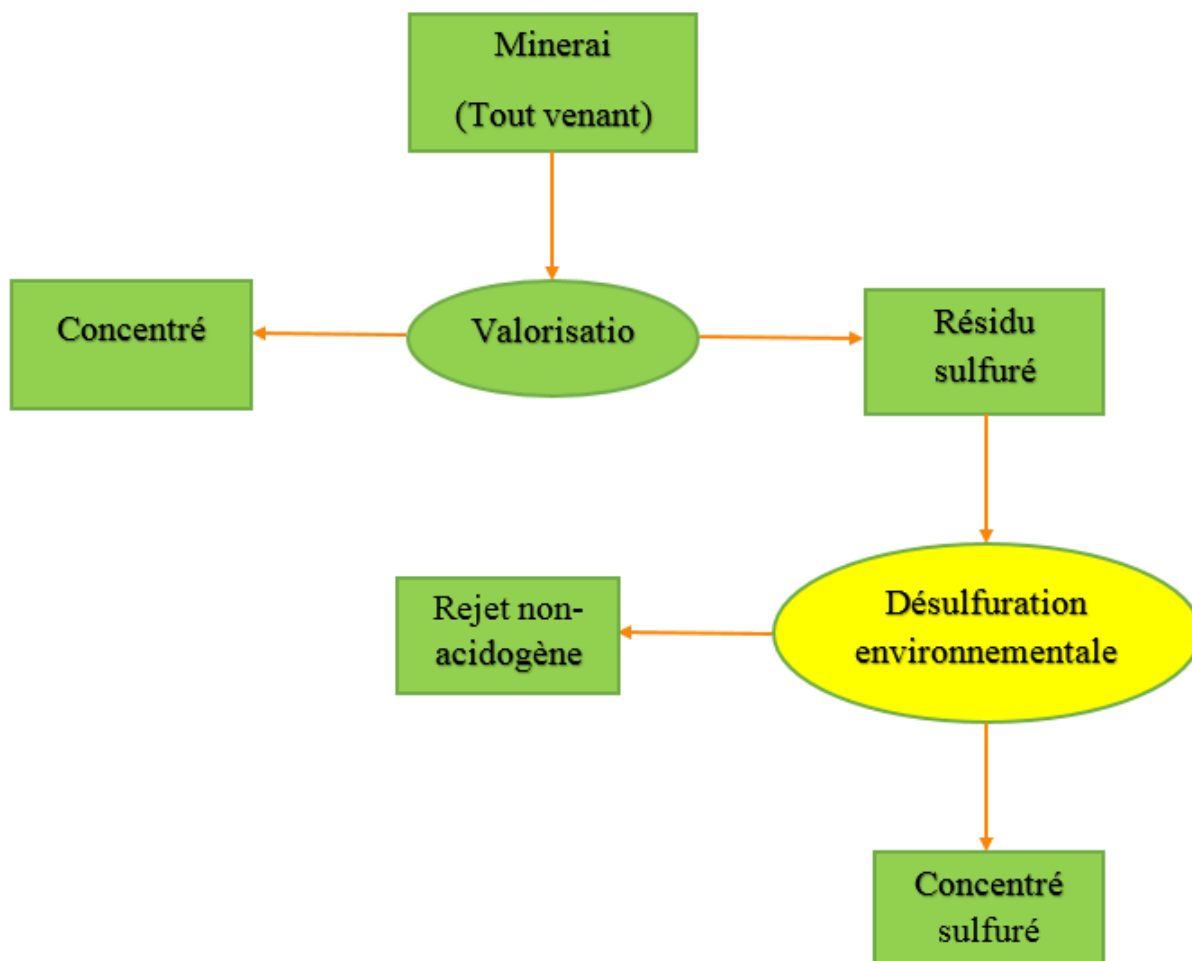


FIGURE 1.3: Schéma explicatif du procédé de traitement

1.5 Désulfuration par flottation

La flottation est un procédé spécifique qui permet d'effectuer des séparations sur des gisements très complexes, en particulier des sulfures et d'un point de vue environnemental, la flottation peut être utilisée pour décontaminer des matériaux solides de contaminants organiques et/ou inorganiques.

La désulfuration environnementale par flottation non sélective des sulfures est une méthode de gestion des résidus, valable du côté technique et efficace du point de vue environnemental.

Cette technique de flottation vise à récupérer les sulfures qui se trouvent en surface grâce à l'action d'un collecteur qui est ajouté aux résidus, ainsi, elle permet de réduire grandement le potentiel de génération acide des résidus.

Dans la présente partie, la théorie ainsi que le principe de la flottation seront décrits en premier lieu. Puis, les réactifs chimiques ainsi que les paramètres de la flottation seront abordés en détail. Et finalement la mise en évidence de la faisabilité technique de la flottation des sulfures et ses puissantes potentialités en matière de gestion des résidus miniers générateurs d'acide.

1.5.1 Théorie de la flottation

La théorie de la flottation est essentiellement liée aux différences entre les propriétés physico-chimiques des surfaces des substances mises en contact, dans lequel les particules hydrophobes (difficilement mouillables) s'attachent à des bulles d'air et se concentrent dans une mousse alors que les particules hydrophiles (facilement mouillables) restent en suspension dans l'eau.

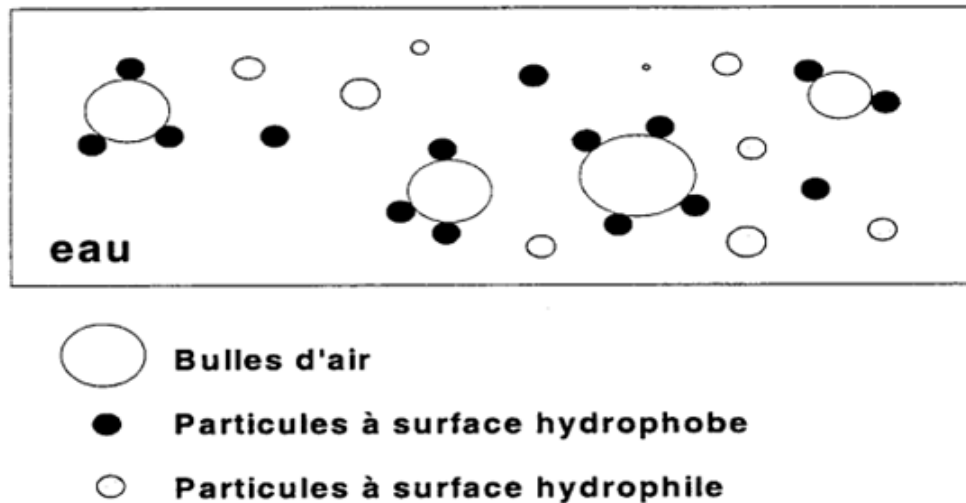


FIGURE 1.4: Fixation des particules à surface hydrophobe aux bulles d'air

Principes physico-chimiques

En flottation il y a généralement présence de trois phases physiques distinctes. Il y a normalement de petites particules solides, dont la nature de la surface peut être complexe, une phase aqueuse et de petites bulles d'air générées par un dispositif qui varie d'un équipement de flottation à l'autre.

Il existe certaines conditions, pour qu'une bulle puisse entraîner une ou plusieurs particules solides à la surface de la phase aqueuse, afin de concentrer un minerai ou un contaminant. Il faut d'abord que la taille des bulles et celles des particules solides soient compatibles. En effet, les particules doivent être suffisamment petites et les bulles suffisamment grosses, pour que ces dernières puissent entraîner la ou les particules solides jusqu'à la surface. Toutefois, pour une question d'efficacité, les bulles ne doivent pas être trop grosses, car le taux de flottation augmente avec la diminution de la taille des bulles, puisque pour un même volume d'air, la surface augmente. Aussi, il doit exister une affinité entre la bulle d'air et la particule solide, pour qu'il y ait formation d'un agrégat stable; la bulle d'air doit entraîner la particule solide en surface. Ainsi, sur la base des propriétés physico-chimiques des surfaces des particules solides, on peut séparer celles-ci et concentrer un minerai ou un contaminant.

L'appréciation de la mouillabilité d'un corps se fait par l'angle de contact qui correspond à l'angle que forment les trois phases solide-eau-air (figure 2.2).[4](#) [5](#) [6](#)

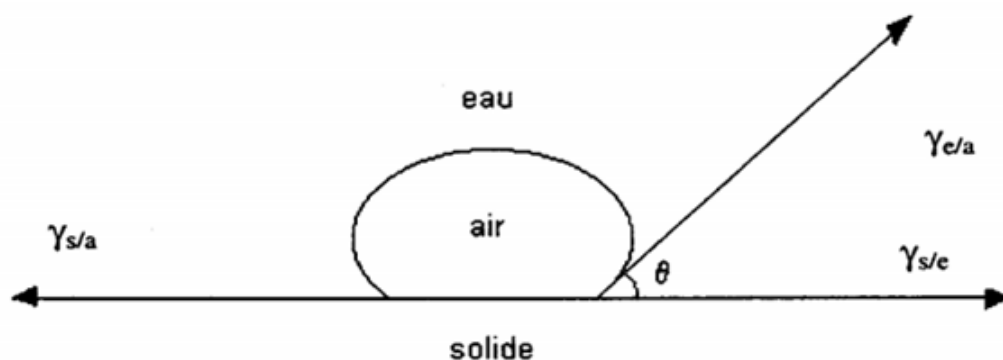


FIGURE 1.5: Angle de contact entre une bulle et une particule solide dans un milieu aqueux

La condition d'équilibre thermodynamique entre ces 3 phases est donnée par la formule de Young :

$$\sigma_{s/a} = \sigma_{s/e} + \sigma_{e/a} \cos(\theta) \quad (1.1)$$

Où : $\sigma_{s/a}$, $\sigma_{s/e}$ et $\sigma_{e/a}$ sont respectivement les tensions interfaciales entre une particule solide et l'air, une particule solide et l'eau, et l'eau et une bulle d'air, , alors que θ représente l'angle entre la surface de la particule solide et la bulle d'air.

La force d'adhésion $W_{s/a}$ est égale au travail nécessaire pour briser l'interface air-solide et générer par la suite une nouvelle interface air-eau et une nouvelle interface air-eau, qui peut s'exprimer ainsi :

$$W_{s/a} = \sigma_{e/a} + \sigma_{s/e} - \sigma_{s/a} \quad (1.2)$$

De (1) et (2), on obtient :

$$W_{s/a} = \sigma_{e/a}(1 - \cos(\theta)) \quad (1.3)$$

On peut constater que plus l'angle de contact est grand, plus le travail nécessaire pour briser l'agrégat particule-bulle est important, et donc la flottabilité d'une particule solide augmente avec l'angle de contact. On peut dire que plus une particule solide est hydrophobe, plus la bulle d'air s'aplatit sur la surface solide.

Préparation de la pulpe

Avant de procéder à la flottation, la pulpe doit subir une certaine préparation, de l'eau est habituellement ajoutée au matériau afin d'avoir une pulpe contenant de 5 à 50% de solides sur une base massique. Puisque la flottation est un phénomène de surface, il faut s'assurer que le matériau soit exempt de toute agglomération. Pour ce faire, la pulpe est introduite dans un réservoir de conditionnement, où une agitation continue et constante est maintenue, afin d'assurer l'homogénéité de la pulpe. En cas de nécessité, des agents dispersants sont ajoutés. Lorsqu'une agitation violente est requise l'attrition peut remplacer la période de conditionnement. Il est à noter que l'attrition est d'autant plus efficace, que le pourcentage massique en solides de la pulpe est élevé, car celle-ci permet de détacher les particules fines des particules grosses et aussi de nettoyer la surface des particules par friction. La configuration du réservoir est ce qui différencie l'attrition du conditionnement [7].

Réactifs chimiques

Les réactifs de flottation agissent au niveau des interfaces solides-liquide-gaz en augmentant l'hydrophobie des particules à concentrer sous forme de mousse par ajout du collecteur et en diminuant la tension superficielle de l'eau par ajout de moussant. L'augmentation de l'hydrophilie des particules qui restent en suspension peut être assurée par ajout de déprimants. D'autres agents de réglage peuvent être ajoutés, notamment les activateurs et les régulateurs de pH.

Les collecteurs [6]

La plupart des substances qui peuvent être concentrées par flottation (minerais ou contaminants) sont classées comme étant polaires ou non polaires. Les substances non polaires sont généralement hydrophobes, alors que celles polaires sont plutôt hydrophiles. Bien qu'il soit possible de concentrer par flottation des substances naturellement hydrophobes sans l'aide d'agents chimiques, le nombre de ces substances est limité c'est pourquoi on a généralement recours à des tensioactifs afin d'améliorer la flottabilité d'un minerai.

Ces substances appelées tensioactifs, ou collecteurs, sont des molécules organiques qui s'adsorbent à la surface du minerai ou du contaminant et le rendent hydrophobe, facilitant ainsi son attachement à une bulle d'air. Un collecteur permet de générer une hydrophobicité artificielle pour une substance polaire ou d'augmenter l'hydrophobicité naturelle d'une substance non polaire. Leur mode d'action est similaire à celui des savons.

La nature d'un collecteur peut être ionique ou non ionique, ceux qui sont ioniques peuvent être qualifiés d'hétéropolaires, c'est-à-dire qu'ils comprennent une partie polaire et une partie non polaire. La partie polaire de la molécule s'adsorbe sur la surface de la particule et la partie non polaire forme une nouvelle surface à caractère fortement hydrophobe. (Figure 1.6)

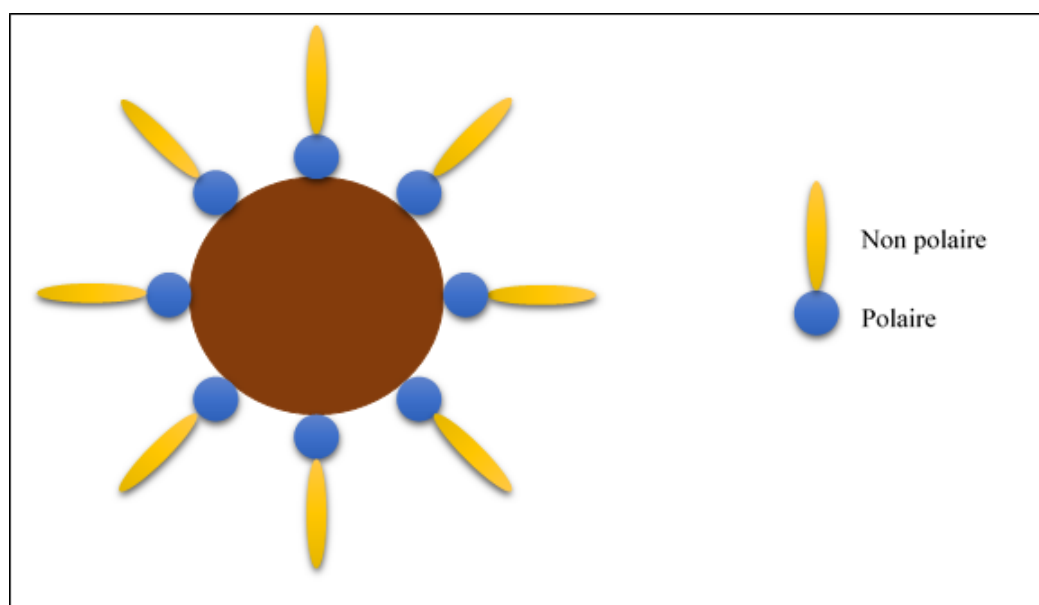


FIGURE 1.6: Mode d'action d'un collecteur

Les tensioactifs non ioniques sont très solubles dans l'eau et rendent le minerai ou le contaminant hydrophobe en formant un mince film à la surface de la particule solide. Le

schéma suivant résume la classification des collecteurs utilisés en flottation.

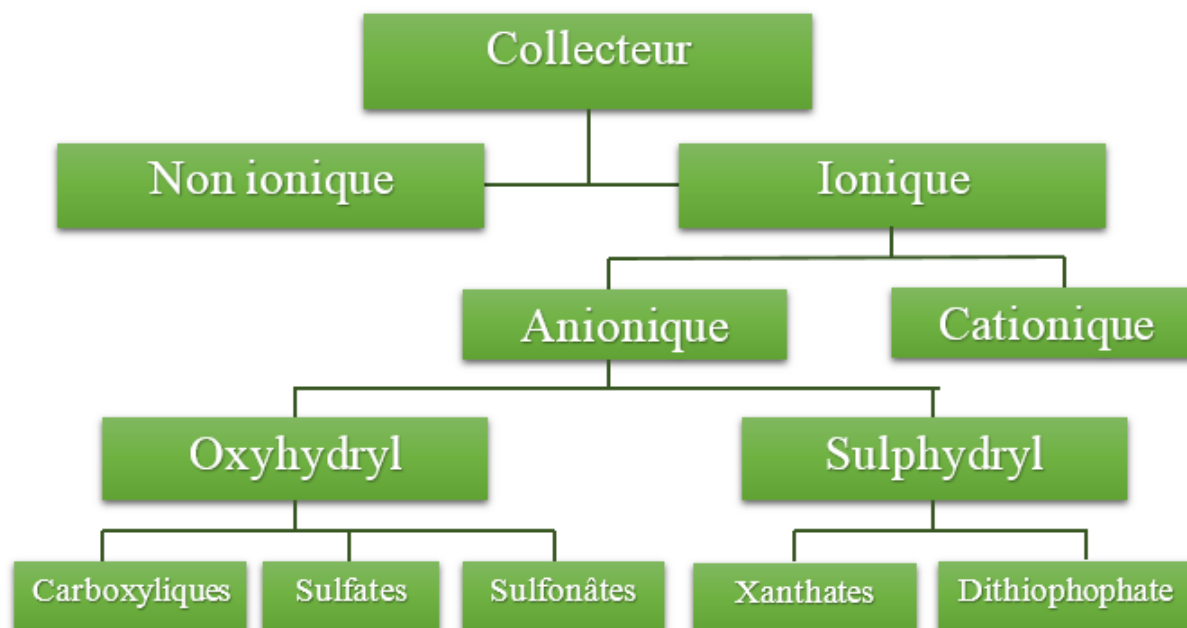


FIGURE 1.7: Classification des collecteurs

La concentration du collecteur est un facteur très important pour l'efficacité du procédé. En effet, si la concentration du tensioactif est trop faible, le caractère hydrophobe du minerai ne sera pas optimal. Toutefois, une augmentation infinie de la concentration d'un tensioactif ne contribue pas forcément à une augmentation sans cesse du caractère hydrophobe du minerai. La concentration optimale pour laquelle le caractère hydrophobe est optimal correspond à la formation d'une monocouche de tensioactif sur l'ensemble de la surface du minerai à flotter. Dans le cas où la concentration du collecteur est supérieure à la concentration optimale, l'hydrophobicité des particules diminuera avec la formation de multicouches à la surface de particules et celles-ci seront donc moins bien ordonnées et moins bien orientées qu'une monocouche, en plus la sélectivité du procédé risquera d'être réduite car il y aura flottation d'autres types de minerais.

Les activants

Un activant est employé avant d'ajouter le collecteur, il sert généralement à modifier la surface d'un minéral donné, afin de la rendre la plus accessible pour un collecteur. Ce sont généralement des sels solubles dans l'eau, dont l'un des ions réagit avec la surface du minerai ou du contaminant. Le sulfate de cuivre (II) et le sulfure de sodium sont deux activants couramment utilisés dans l'industrie.

Les déprimants

Mis à part les collecteurs, les agents déprimants sont les produits chimiques sélectifs les plus utiles en flottation. Il en existe une gamme très étendue, ils peuvent être organiques ou inorganiques, et leur mode d'action est encore aujourd'hui mal compris.

Un déprimant permet d'empêcher la récupération de certains minerais ou contaminants qui flotteraient, sans cela, assez bien avec le collecteur utilisé, autrement dit, il les

rend hydrophiles réduisant ainsi leur flottation.

Les moussants

Un agent moussant est un réactif organique hétéropolaire, c'est-à-dire qu'une extrémité de la molécule est polaire et hydrophile, et l'autre est non polaire et hydrophobe. Cette molécule est tensioactive, son mode d'action est similaire au collecteur, c'est-à-dire que sa partie polaire s'oriente vers l'eau, alors que celle non polaire s'oriente à l'intérieur des bulles d'air (Figure 1.8).

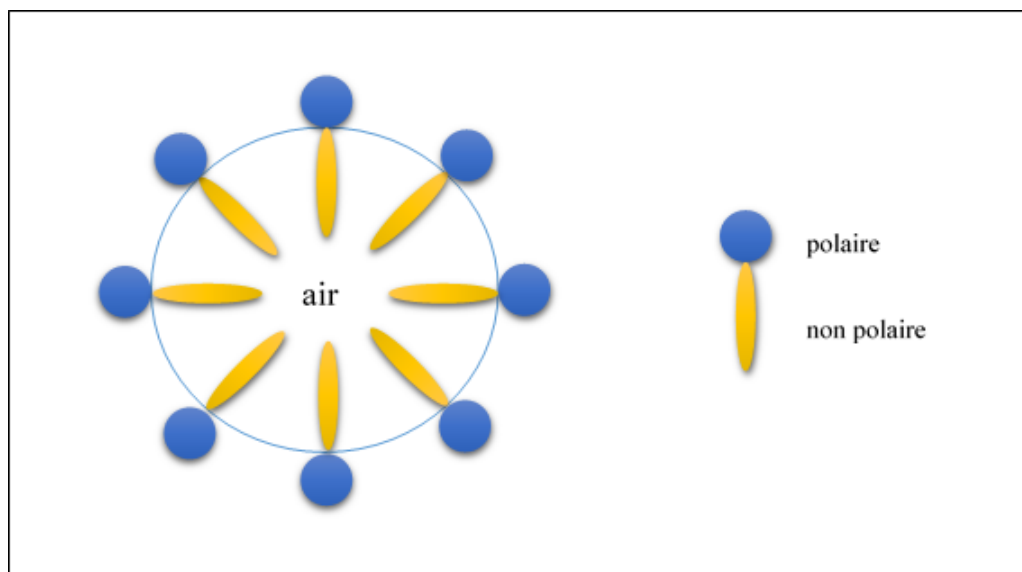


FIGURE 1.8: Mode d'action d'un moussant

Les particules rendues hydrophobes par l'action des réactifs chimiques, pour être ensuite entraînées dans la mousse acheminée au concentré, doivent d'abord prendre contact et adhérer aux bulles d'air, ces bulles d'air sont produites par différentes façons. Celle qui est la plus commune consiste à broyer l'air qui est aspiré par l'action rotative d'un agitateur de cellule de flottation. Cet agitateur est composé de deux parties, l'une en mouvement appelée le rotor est l'autre immobile, le diffuseur. [8, 9].

Les bulles d'air sont relativement grosses dans une eau pure sans moussant (0.5-3mm), et lorsqu'elles sont trop grosses, la conséquence est une diminution du nombre de bulles par unité de volume de pulpe, pour un même débit d'air alimenté, ce qui se traduit par diminution de l'aire interfaciale liquide-gaz. Cette conséquence est très néfaste puisque le pouvoir de collection des particules hydrophobes par l'air dépend directement de cette aire interfaciale. La présence de moussant stabilise les bulles d'air à une dimension plus petite, soit entre 0.1 et 1mm (moyenne de 0.5) [8].

Les moussants sont classés en deux catégories : ceux qui résultent exclusivement de réactions chimiques à partir de produits purs, et ceux qui proviennent de l'affinage de produits naturels. Ces derniers sont moins purs et comprennent les acides crésyliques et l'huile de pin.

L'huile de pin procure des mousses semblables à celles qui sont obtenues avec les acides crésyliques, seulement les bulles formant la mousse sont plus petites, la mousse a donc

une texture encore plus fine, facilement brisable et manutentionnable. Elle a tendance à donner de hautes récupérations et des taux de concentration assez moyens [8, 10].

Les régulateurs du milieu

Les régulateurs du milieu servent à la régulation du pH de la pulpe ainsi que l'élimination des ions indésirables.

Lors du procédé de flottation, l'action des collecteurs, des déprimants et des activants est déterminée par la composition ionique de la pulpe (la pulpe est alcaline ou acide). Le pH de la pulpe est pratiquement toujours une variable importante, il faut donc tenir compte de sa variation et le contrôler.

Parmi les agents régulateurs de pH dans la pratique industrielle on peut citer la chaux hydratée (CaO), l'hydroxyde de sodium ($NaOH$), l'acide sulfurique (H_2SO_4), carbonate de sodium (Na_2CO_3).

En plus du pH, il est nécessaire de contrôler l'action des schlamms des différents ions présents dans la phase liquide de la pulpe, et qui créent une condition défavorable pour la flottation. En effet ces ions collent aux surfaces des minéraux et aux bulles d'air, perturbant l'action du collecteur ainsi et empêchant le contact direct des minéraux avec les bulles d'air.

L'influence négative de ces ions indésirables doit être éliminée par la dispersion des schlamms, en augmentant leur hydrophilité, et leur coagulation en augmentant les dimensions des particules.

Dans la pratique industrielle, on utilise :

- Comme dispersant, le verre liquide.
- Comme coagulateur, l'amidon polyacrylamide.

Les principaux équipements de flottation

Les cellules de flottation

La cellule de flottation est essentiellement constituée d'un réservoir, dans lequel une turbine est entourée de chicanes, dont l'un des rôles est d'assurer l'homogénéité de la pulpe. L'air provient de l'axe de la turbine et l'aération peut se faire de deux façons. Elle peut se faire de façon indépendante par la pression négative générée par la rotation très rapide de la turbine qui aspire l'air ou par l'injection d'air à l'aide d'une soufflante à faible pression. L'air est ainsi introduit dans le système, puis dispersé sous forme de fines bulles grâce à l'action combinée de la turbine et des chicanes. Le concentré, constitué de mousse chargée de particules hydrophobes, est recueilli à la surface de la cellule, généralement à l'aide d'un dispositif appelé écumeur.

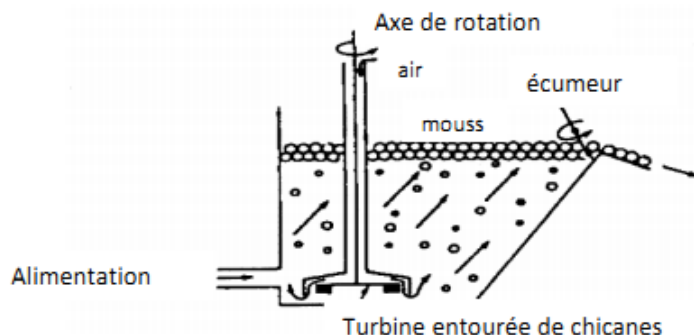


FIGURE 1.9: Cellule de flottation (Bouabdalah.E, 2000)

Les colonnes de flottation

La colonne de flottation se constitue d'un 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. On distingue deux zones différentes : la zone d'écume et la zone de collection. Ces deux zones sont séparées par une interface pulpe-écume qui détermine la longueur de chacune d'elles. Cet appareil travaille à contre-courant : la pulpe est introduite aux deux tiers environ de la hauteur de l'appareil. L'air est injecté au bas de la colonne est injecté par le générateur de bulles, celles-ci cheminent à contre-courant de la pulpe. A la partie supérieure, une aspersion d'eau assure le lavage des mousses recueillies [11].

La colonne de flottation industrielle est généralement de forme cylindrique (diamètre de 0.5 à 3m) ou rectangulaire (jusqu'à 4 x 20cm) ayant une hauteur variant entre 9 et 15 mètres. Son contenu d'air varie de 10 à 25% pour la zone de collection et supérieur à 60% pour la zone d'écume.

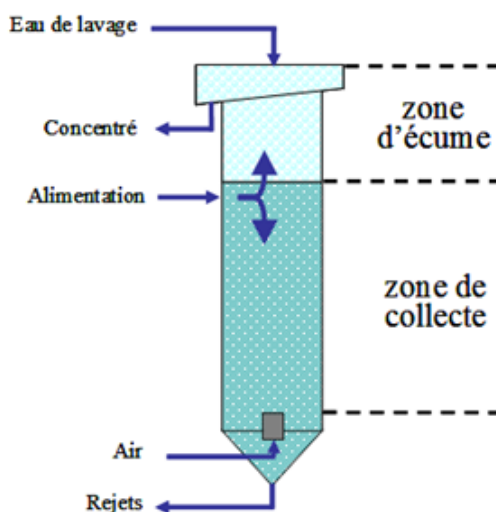


FIGURE 1.10: Schéma d'une colonne de flottation

1.6 Conclusion

Dans ce chapitre on a introduit le phénomène de génération d'acide provoqué par les résidus miniers sulfurés, c'est l'un des plus importants problèmes auxquels doit faire face l'industrie minière, il est donc nécessaire d'envisager une meilleure gestion et un meilleur contrôle des impacts environnementaux durant toute exploitation.

On a ensuite expliqué les différentes stratégies de prévention de drainage minier acide utilisées, celles-ci consistent principalement à retirer l'un des éléments nécessaires à la réaction. En agissant ainsi on peut réduire considérablement sa production dans les aires d'accumulation des rejets miniers.

Enfin, on a détaillé le principe de la désulfuration environnementale qui consiste à séparer les sulfures à partir des rejets totaux, afin de produire un rejet désulfuré non générateur d'acide, particulièrement la désulfuration environnementale par flottation non sélective optée pour ce projet.

Chapitre 2

Présentation de la zone d'étude

La connaissance de la zone d'étude joue un rôle important dans tout travail de traitement, dans ce chapitre nous allons décrire la géologie, l'hydrologie et l'hydrogéologie, ainsi que les caractéristiques climatiques de la région. Dans le but de mieux identifier les échantillons étudiés.

2.1 Situation géographique

La mine de Kherzet Youcef est située à l'Est de l'Algérie, à 5km au Nord-Ouest de la ville d'Ain Azel, à environ 50 km Sud-Est de la ville de Sétif et de 60 Km Nord-Ouest de la ville de Batna. A côté de la mine Kherzet Youcef sont situées une laverie et une digue de stockage des résidus de traitement. Cette digue occupe une surface de 07 ha [12], recueillant depuis 1979, les résidus de traitement du minerai de Kherzet Youcef et depuis 1994, les résidus du traitement du minerai de Chaabet El Hamra.

Les coordonnées du complexe minier de Kherzet Youcef en UTM (Universal Transverse Mercator) sont reportées dans le tableau ci-après :

Sites/coordonnées	X (UTM)	Y (UTM)	Z (m)
Kherzet Youcef	718 000 à 722 000	3 968 900 à 3 966 500	950 à 1250

TABLE 2.1: Coordonnées UTM de la mine de Kherzet Youcef



FIGURE 2.1: Situation géographique de la mine de Kherzet Youcef

2.2 Historique des travaux géologiques et miniers

Les travaux géologiques de la région ont été commencés depuis l'occupation française (Fournel, 1849 ; Ville, 1857 et 1868 ; Coquant, 1862). La première étude géologique publiée est celle de Brossard en 1866 portant la constitution géologique des monts du Honda. En 1881, Tissot publie une carte géologique au 1/800.000 sur des formations jurassiques ; puis, Fisheur en 1893, dans son étude du Djebel Boutaleb traite une partie de la région de Hadjar Labiod. Entre 1904 et 1920, Savornin publie des études sur la région du Hodna et des plateaux sétifiens et 1952 – 1956, le Bureau de Recherche Minière d'Algérie (BRMA) explore le gisement de Ain-Kahla par des sondages et des travaux miniers.

Le gisement de Kherzet Youcef est un gisement plombo-zincifère, connu depuis le début du siècle dernier grâce aux affleurements en chapeau de fer des couches minéralisées. Son exploitation a commencé en 1906 à partir de la surface (extraction de calamine à l'aide de descenderie sur certaines couches minéralisées) par la société d'Ampère.

De 1963 à 1965, la société yougoslave RUDIS a effectué des travaux de reconnaissance

(sondages d'une longueur de 6861m, creusement d'un puits d'extraction d'une longueur de 238,5m et le niveau principal. La mine a été noyée en 1971. En octobre 1975 et jusqu'en 1979, la société bulgare (B.G.M) a effectué le dénoyage et a construit le complexe minier. En 1987, l'ENOF a confié à la société BGM l'approfondissement du puits n°3.

Il est à souligner que les travaux de développement de la mine ont connus des modifications suite à des difficultés dans le fonçage, liées à la présence d'une intercalation de couches sablonneuses entre le niveau 102 et 110m avec venues d'eau très importantes (740m 3/h). Alors, l'ENOF et BGM ont décidé d'ouvrir un seul niveau 692m au lieu de deux avec des modifications dans le projet initial d'exhaure.

Actuellement, la mine est fermée à cause de l'inondation en 1990.

2.3 Topographie

La mine de KHERZET YUCEF se trouve dans une zone représentée par un ensemble de chaînons, dont certains atteignent des hauteurs dépassant les 1500m, ces derniers se relient pour former une barrière topographique et climatique entre le nord de l'Algérie et le domaine saharien.

2.4 Aspect climatologique

Il est indispensable de faire une étude climatologique complète de la région d'étude pour pouvoir identifier les facteurs influençant la dispersion des ETM (éléments traces métalliques). L'étude climatologique de la région a été réalisée par l'ONM de AIN AZEL, dont les coordonnées Lambert de la station sont les suivantes :

- Altitude : 923m.
- X : 754000m.
- Y : 285700m.

La région d'AIN AZEL appartient au sud Sétifien caractérisé par un climat semi-aride, avec un hiver moyennement tempéré et un été chaud et sec.

Le climat de la région est caractérisé par une saison sèche s'étendant sur la plus grande partie de l'année et une saison « humide », avec de faibles précipitations.

2.4.1 Les précipitations

Les précipitations moyennes mensuelles interannuelles de 1996 à 2008 figurent dans le tableau ci-dessous :

Mois	S	O	N	D	J	F	M	A	M	J	J	A	Tot
P_{moy} (mm)	50,2	32,0	37,9	49,7	42,1	29,0	30,6	41,4	47,2	21,3	15,4	16,4	413,4

TABLE 2.2: Précipitations moyenne mensuelle dans la région d'Aïn Azel de 1996 à 2008

[13]

La moyenne annuelle des précipitations enregistrées durant la période 1996-2008 et de 413,4mm, ce qui indique que les précipitations dans cette région sont assez faibles par rapport à celles des régions nordiques du pays qui peuvent atteindre les 600mm.

L'analyse de ce tableau indique que le mois le plus humide dans la région de AIN AZEL est septembre avec une précipitation moyenne de 50,2mm tandis que le mois de juillet est le plus sec avec une précipitation qui avoisine les 15mm, ensuite on retrouve les mois de décembre et janvier avec des précipitations significatives de 49,7 et 42,1 successivement.

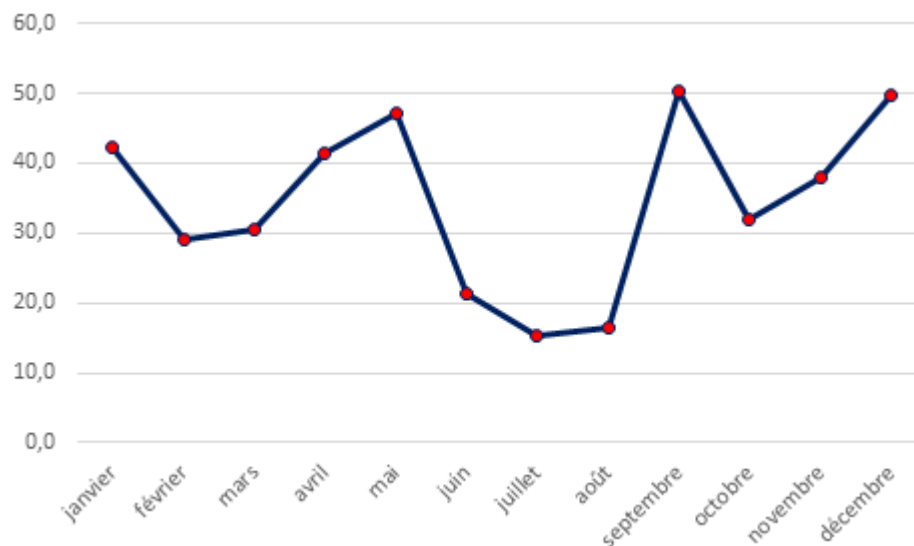


FIGURE 2.2: Températures moyennes mensuelles interannuelles (1996-2008) de la région d'Ain Azel

2.4.2 Les températures

Les températures moyennes mensuelles de la période allant de 1996 à 2008 sont représentées dans le tableau suivant :

Mois	S	O	N	D	J	F	M	A	M	J	J	A	Tot
T_{moy} (°C)	21,0	17,0	10,1	6,6	6,1	6,7	10,0	12,8	17,9	23,4	26,9	26,4	6,1

TABLE 2.3: Précipitations dans la région d'Ain Azel de 1996 à 2008 [13]

Le tableau et la figure montrent que les températures minimales ont été enregistrées durant les mois de novembre, décembre, janvier, février et mars. Les températures maximales sont enregistrées durant les mois de juillet et août.

2.4.3 Les grêles et les gelées

Les gelées sont observées moyennement pendant une durée de 67 jours, ils constituent avec les grêles un apport en eau durant la période hivernale [14].

2.4.4 L'évapotranspiration

L'évapotranspiration est la somme de la transpiration du couvert végétal (à travers les stomates des plantes) et de l'évaporation des sols et des surfaces d'eau libre. On désigne

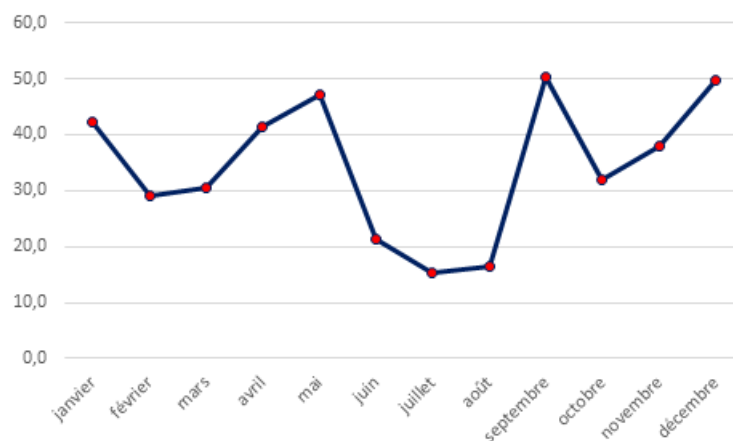


FIGURE 2.3: Températures moyennes mensuelles de la région de AIN AZEL durant la période (1996-2008)

comme évapotranspiration réelle (ETR) la valeur de ce flux à un instant donné ou de sa moyenne sur une période donnée, pour une station donnée. Lorsque la disponibilité en eau n'est pas limitative, ce flux tend vers une limite appelée évapotranspiration potentielle (ETP). Ce dernier concept, essentiellement théorique, caractérise une certaine demande en eau exercée par le milieu.

Le tableau suivant résume les valeurs de l'ETP et de l'ETR de la région d'Ain Azel de 1990 à 2004 :

Mois	S	O	N	D	J	F	M	A	M	J	J	A	Année
ETP (mm)	186	139	84	70	85	93	117	136	177	287	315	297	1986
ETR (mm)	33	29	26	26	36	18	28	30	43	19	3	13	304

TABLE 2.4: Evapotranspiration dans la région d'Ain Azel de 1990 à 2004 (13)

L'analyse du tableau ci-dessus nous montre que l'évapotranspiration réelle est presque constante durant toute l'année alors que l'évapotranspiration potentielle est fortement liée à la température puisqu'elle est maximale durant les mois de mai, juin, juillet, août, septembre, et durant lesquels les températures sont les plus élevées.

2.4.5 Les vents

Les vents soufflant sur la région de AIN AZEL sont de direction Nord, Nord-Ouest et Nord-Est. Le vent dominant est le sirocco (vent chaud) de direction Nord-Est. Il souffle pendant la période estivale.

2.5 Hydrologie et hydrogéologie

Une étude géologique et géophysique effectuée par l'ORGM dans la zone de KHAR-ZET YOUCEF a montré qu'elle est représentée principalement par quatre les niveaux aquifères suivant :

-*La nappe barrémienne* : Cette nappe se trouve à l'Ouest de la faille de Kherzet Youssef, et caractérisée par des formations sédimentaires constituées d'une alternance de calcaires, de marnes, de dolomies et de grès. Les corps minéralisés du gisement de Kherzet Youssef sont encaissés dans ces formations. La circulation des eaux dans les formations calcaro-dolomitiques se fait grâce au réseau de fractures et de failles développé au niveau du massif de hadjar laiod.

La nappe albo-aptienne : située dans le compartiment Est de la faille de Kherzet Youssef. Elle se caractérise par des calcaires karstiques avec des intercalations gréseuses, des calcaires marneux. Entre ces deux nappes se trouve la faille de KHARZET YOUSSEF et qui constitue une isolation hydraulique.

La nappe mio-plio-quadernaire : située à l'Est de la faille de Kherzet Youssef dans la plaine de Ain Azel, son épaisseur peut atteindre 250 m. Le Mio-Plio-Quaternaire est caractérisé par une sédimentation détritique continentale très hétérogène, représentée par des conglomérats qui s'intercalent avec des grès, argiles, marnes et calcaires lacustres et des galets avec des intercalations de limons sableux. Les agriculteurs utilisent les eaux de cette nappe pour l'irrigation.

La nappe superficielle : alimentée directement par les précipitations et les eaux ruisselées en provenance des différents reliefs entourant la dépression intra montagneuse de Ain Azel. Les eaux de cette nappe sont utilisées par les agriculteurs à travers leurs puits domestiques pour l'irrigation et la consommation humaine.

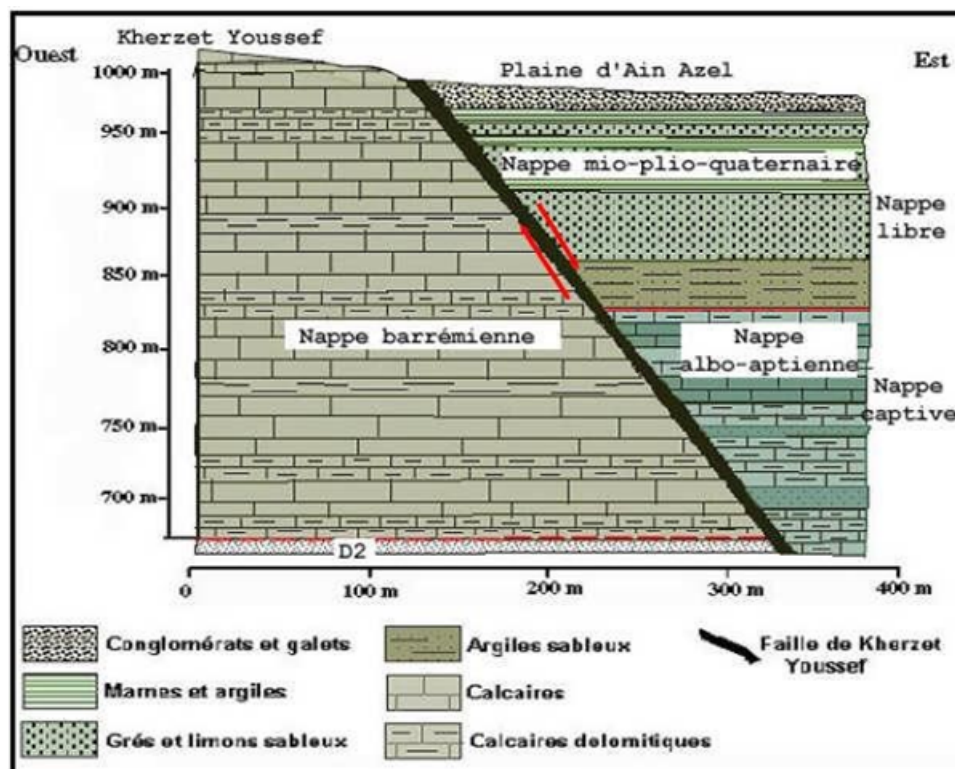


FIGURE 2.4: Coupe hydrogéologique schématique de la région de Kherzet Youcef. (L. Attoucheik, 2006)

A l'échelle locale, la région d'étude est localisée dans le bassin versant des Hautes plaines Constantinoises dont la superficie est estimée à 9578 km² par l'agence Nationale des Ressources Hydrauliques (A.N.R.H). Ce bassin s'étend d'El Eulma au NW jusqu'à

Khenchela au SE est subdivisé en sept sous-bassins, dont le sous-bassin versant de Ain Azel se situe dans la partie occidentale.

Le réseau hydrographique du bassin versant est représenté par une série de cours d'eau intermittents, dont la plupart se perdent dans les formations quaternaires représentées par les chotts et les sebkhs indiquant un écoulement de type endoréique. Ce type d'écoulement explique le fait que la dispersion des ETM à travers le réseau hydrographique ne se localise qu'au niveau de la zone d'étude.

Les principaux oueds à écoulement sont oued Hamma et oued Ennza, passant au niveau du complexe minier de Kherzet Youcef. Le débit de ces cours d'eau n'est significatif que lors des pluies torrentielles.

Le sous-bassin versant d'Ain Azel présente une valeur de densité de drainage égale à 0.39 km.km^{-2} , cette densité correspond à la longueur totale du réseau hydrographique par unité de surface.

Le coefficient de torrentialité est défini comme la capacité d'un bassin versant à ruisseler, le sous-bassin versant présente une valeur de coefficient de torrentialité à 0.043.

2.6 Cadre géologique

Afin de maîtriser l'exploitation minière, le traitement et l'environnement minier, la connaissance de la géologie régionale et locale de la zone étudiée est d'une importance majeure, principalement la lithologie, la tectonique et l'hydrogéologie. Elle permet de mieux déterminer la composition minéralogique et les phénomènes géochimiques des rejets miniers de la mine de Kherzet Youcef. La zone d'étude fait partie du domaine des Monts du Hodna qui se situe à la jonction des Hauts plateaux Sétifien (tell Sétifien) et de l'Atlas saharien. Les monts du Hodna se constituent d'un ensemble montagneux localisé entre deux chaînes montagneuses : l'Atlas tellien au Nord et l'Atlas saharien au Sud. La stratigraphie de la région du Hodna se résume dans le tableau ci-dessus :

Système	Série / Etage	Caractéristiques
Trias		- Argiles bigarrées à bloc carbonatés - Roches vertes et à lentilles gypsifères (Boutaleb, 2001)
Infra Lias		- Lambeaux de calcaires noirs - Parfois des calcaires noirs, des brèches sédimentaires, des oolites ferrugineuses, des marnes gréseuses ou dolomitiques (Glaçon, 1967)
Jurassique	Lias	- Faciès zoogène et benthique oolithique - Lentilles de calcaires gris
	Dogger-Malm-Barrisien	- Calcaires à silex plus ou moins dolomitiés - Débris d'ammonites et petites Bélemnites - Epaisseur : 100 à 200 mètres
Crétacé	Néocomien	- Argiles - Marnes - Grès - Dolomies souvent minéralisées (Pb-Zn-Fe-Ba) - Epaisseur : 1000 mètres
	Barrémien	- Calcaires - Grès - Dolomies - Epaisseur : 100 à plus de 500 mètres
	Aptien	- Calcaires à Orbitolines - Calcaires grossiers ou noduleux à Nérinées - Barre calcaro-dolomitique (Glaçon, 1967 et Guiraud, 1973)
	Albien-Vraconien	- Marnes - Epaisseur : 100 à 200 mètres
Cénomano-Turonien		- Carbonates - Dolomies - Biosparites à Orbitolina conica. - Epaisseur : 100 à 150 mètres

2.6.1 Géologie locale de la mine de Kherzet Youcef

Le gisement de Kherzet Youcef est un gisement stratiforme, à structure monoclinale, se localise dans les formations sédimentaires du Barrémien et est associé à une série de dolomies de plates-formes subsidente et instables. Cette série comprend des bancs de dolomies et des intervalles de dolomies marneuses, de marnes et de laminites.

La géologie locale de la mine de Kherzet youcef est caractérisée par la présence d'une grande faille normale, de direction N-S à pendage 65 à 85°, limitant le gisement à l'Est et portant le nom de « faille de Kherzet Youcef ». Le flanc Est de cette faille s'enfonce à une profondeur qui atteint les 700m et est recouvert par des formations terrigènes du tertiaire et du quaternaire.

La tectonique de la région de Kherzet Youcef est cassante avec des fissures diaclases et failles.

Le gisement de Kherzet Youcef comprend une vingtaine de couches minéralisées à des intensités variables dont sept sont exploitables et le reste est en dessous des limites d'exploitabilité. [12].

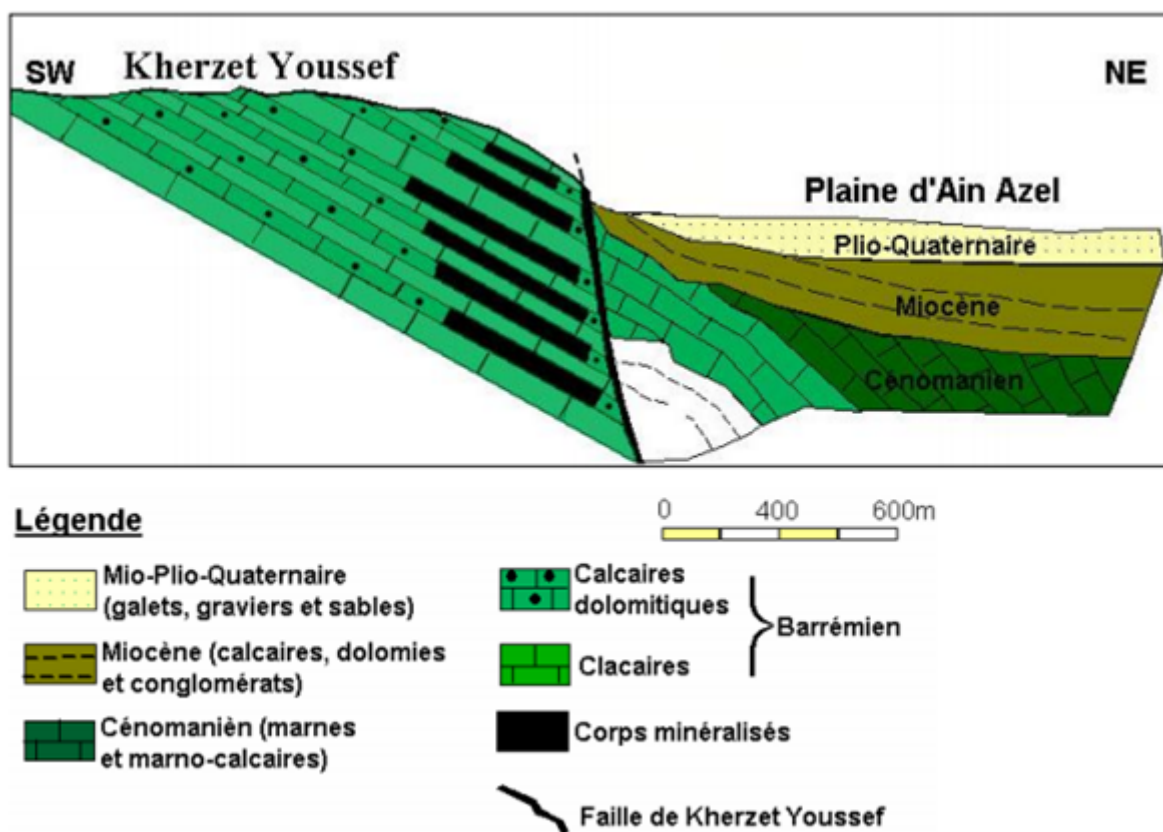


FIGURE 2.5: Coupe géologique schématique de la région de Kherzet Youcef.

La série dolomitique métallifère atteint une épaisseur qui varie de 170-190 m. Les minéralisations commencent à 10-30m du mur de la faille de Kherzet Youcef qui limite le gisement à l'Est, le nombre de couches minéralisées est maximum à son voisinage.

Les couches se répartissent dans deux cycles dolomitiques qui composent l'ensemble médian du Barrémien. Ces deux cycles sont séparés par un épisode d'affaissement qui a amené des dépôts réduits tidaux de plate-forme ouverte (marnes, argiles et marno-calcaires noduleux) [15].

La morphologie dominante est celle d'amas stratiformes de runs plus ou moins allongés en direction NNE, leur largeur varie de 60 à 150m. L'amas minéralisé peut atteindre 3m d'épaisseur. Il est à noter que l'intérieur du gisement n'est affecté par aucune tectonique, seules des déformations souples s'observent au niveau du mur de la faille [15].

La série métallifère qui correspond à l'ensemble médian du Barrémien, constitué par une alternance rapide de dépôts qui varient entre un pôle carbonaté, repose sur une série d'alternance de marnes, de calcaires, d'argiles et de grès à intercalation de dolomies. Elle se termine par une quarantaine de calcimicrites argileux à intercalations régulières de marnes, à fragments de grands Lamellibranches et quelques bancs de calcisparites grises massives.

Cette série se différencie en deux faisceaux séparés par 10-15m de calcimicrites à intercalations calcaires à la partie inférieure et à Ostracodes [16].

0m 100m	Age	Lithologie	Caractères hydrogéologiques probables
	Mio-Plio-Quaternaire	Sables, graviers, galets et conglomérats	Formation perméable
	Miocène	Calcaires, calcaires gréseux dolomies et conglomérats à la base	Formation perméable
	Turonien	Dolomies à silex et calcaires	Formation perméable à semi-perméable
	Cénomanién	Alternance de marnes et calcaires marneux	Formation imperméable à semi-perméable
	Vraconien	Marnes, calcaires gréseux et grès	Formation perméable
	Albien	Alternance de marnes et calcaires marneux	Formation imperméable à semi-perméable
	Aptien supérieur	Alternance de calcaires, grès, marnes et marneux calcaire	Formation perméable à semi-perméable
	Aptien inférieur	Alternance de marnes, calcaires et dolomies	Formation perméable à semi-perméable
	Barrémien supérieur	Alternance de calcaires, marnes gréseux et dolomies	Formation perméable
	Barrémien inférieur	Alternance calcaire-marneuse, dolomies et grès	Formation perméable

FIGURE 2.6: Colonne stratigraphique de la mine Kherzet Youcef. [14]

2.7 Minéralisation

2.7.1 Minéraux sulfurés

La sphalérite (ZnS)

La sphalérite est le minéral le plus abondant dans le gisement de Kherzet Youcef dont la teneur minimale peut atteindre les 40 à 60 % [17], elle se présente sous forme d'agrégats microcristallins de 10mm ou en cristaux isolés de 0.03 à 0.08 mm.

Elle est généralement toujours liée à la présence de la marcasite (FeS), de la pyrite (FeS_2) et aux différentes dolomites et rarement associée à la galène (PbS).

L'étude microscopique du minerai ($Pb - Zn$) a permis de mettre en évidence l'existence de deux générations de sphalérite selon la couleur des réflexions internes qui varient du jaune clair au brun clair et au brun foncé [18]. Elle montre aussi que la sphalérite se présente sous forme de cristaux craquelés, hétérogranulaire parfois en plages subautomorphes à automorphe dans la dolomite, on distingue :

Une sphalérite I : en grandes plages bien cristallisées très souvent cataclasées, celle-ci peut remplir les interstices de la dolomite.

Une sphalérite II : elle se présente sous forme de gros cristaux subautomorphes dans les espaces laissés par la dolomite, elle est de couleur jaune miel.

La galène (PbS)

La galène est présente dans le gisement de Kherzet Youcef avec une teneur qui varie de 10 à 15% mais qui peut parfois atteindre 25 à 30% [14].

La pyrite (FeS_2)

La pyrite est rarement rencontrée dans le gisement de Kherzet Youcef, exceptionnellement dans la roche argilo-carbonatés sous forme d'individus microscopiques dont la dimension varie de 1 à 5 microns, ou en petits grains disséminés dans l'encaissant dolomitique [17].

La marcasite (FeS)

La marcasite est surtout rencontrée au voisinage de la faille de Kherzet Youcef où elle cimente les brèches dolomitiques. Ce minéral est régulièrement distribué dans les couches minéralisées.

La chalcopyrite ($CuFeS_2$)

Elle se présente sous forme de cristaux sub amorphes de couleur jaune doré associée à la galène ou sous forme d'inclusion. Signaler systématiquement dans le texte, l'auteur et la date de chaque document.

Il est à noter aussi que cette étape d'échantillonnage a été effectuée en deux campagnes, la première a eu lieu en décembre 2011 et la deuxième en avril 2012.

Le but de l'échantillonnage est d'avoir des échantillons représentatifs puisque les essais au sein du laboratoire sont effectués sur une quantité de produit très réduite et donc lorsque la quantité initiale est importante la composition peut varier d'un endroit à un autre et puisque l'homogénéisation d'une telle quantité est impossible donc on a recours à l'échantillonnage.

3.3 Préparation des échantillons

La première étape de cette préparation était une opération de séchage à l'air libre pendant une semaine, après cela nous avons effectué une homogénéisation manuelle de notre échantillon, et enfin nous l'avons divisé en sous-échantillons par quartage.

Le quartage :

Le quartage est une opération d'échantillonnage permettant de diviser un tas de granulats en quartiers, afin de sélectionner un échantillon représentatif du matériau et consiste à :

- Prendre un volume considérable de l'échantillon.
- Verse sur une surface plane d'une manière à former un cône.
- Appliquer un brasage jusqu'à l'obtention d'une forme cylindrique.
- Puis faire la division en 4, et choisir les deux parties en diagonale comme indiqué dans la figure : Nous avons par la suite utilisé un diviseur d'échantillons à cône rotatifs pour

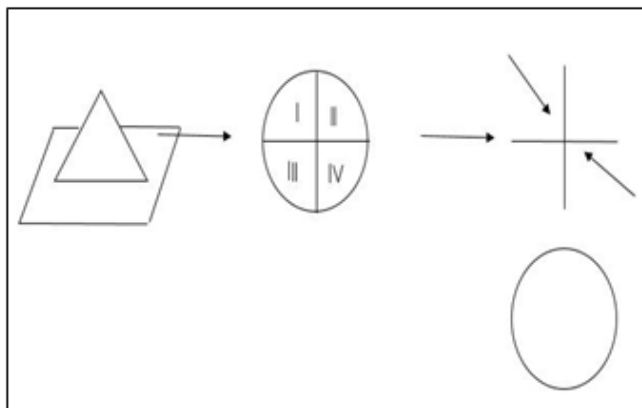


FIGURE 3.2: Opération du quartage



FIGURE 3.3: Formation d'un cylindre avant la division

diviser notre échantillon en huit parties représentatives, chaque partie étant recueillie dans un flacon de manière séparée, en répétant cette initiative, le résidu résultant des sols est ainsi préparé aux traitements.

L'utilisation du diviseur nous permet de réduire les risques d'erreurs sur la composition des sols liés à leur hétérogénéité. [19]



FIGURE 3.4: Diviseur rotatif à cône.

3.4 Caractérisation physique

3.4.1 Détermination de la matière organique par incinération : méthode de perte au feu (PAF)

C'est une méthode qui permet une bonne maîtrise de la quantification et la connaissance de la nature de la matière organique résiduelle dans les échantillons.

Généralement la perte au feu ou la calcination, est une opération consistant à chauffer intensément dans une enceinte fermée un corps inerte et cela dans le but d'éliminer la matière organique.

Principe

Pour la détermination du pourcentage de matière organique dans les sols agricoles, une portion de l'échantillon est séchée à 104°C dans une capsule préalablement pesée. Par la suite, la capsule est chauffée à 375°C . Le pourcentage de matière organique est obtenue par la différence entre le poids du résidu calciné à 375°C et celui séché à 104°C .

(Centre d'expertise en analyse environnementale du Québec 2015-05-14 (révision 4))

Dosage

- Sécher l'échantillon de sol pendant une nuit (minimum 16 heures) à 150°C .
- Nettoyer les creusets en les chauffant au rouge, puis laisser refroidir au dessiccateur pendant 0 minutes.
- Prendre le poids du creuset vide. Ajouter 10g de sol séché. Noter le poids final.
- Calciner le sol au four à moule à 375°C pendant 16 heures.
- Laisser refroidir dans un dessiccateur et peser le creuset contenant les cendres.

Les résultats de l'échantillon sont calculés à partir de l'une ou l'autre des équations suivantes :

$$\%MO = \frac{\text{massesolsec}(g) - \text{massesolincinere}(g)}{\text{massesolsec}(g)} \cdot 100 \quad (3.1)$$

$$\%MO = \frac{(M_1 - M_0) - (M_2 - M_0)}{(M_1 - M_0)} \cdot 100 \quad (3.2)$$

Où :

MO : Matière organique.

M_0 : Masse du creuset vide.

M_1 : Masse finale.

M_2 : Masse du creuset contenant les cendres.

Régression pour faire une équivalence entre les résultats par la méthode de perte au feu (PAF) et la méthode Walkley Black (WB) pour une étendue de 0 à 8% de matière organique.

$$\%M.O(PAF) = 0.9932M.O(WB) + 0.587 \quad (3.3)$$

3.4.2 Détermination de la teneur en eau pondérale (Norme NF P94-050)

Une teneur en eau est la quantité d'eau liquide contenue dans un échantillon de matière solide, la quantité étant déterminé par un rapport pondérale. C'est une propriété très utilisés dans les disciplines scientifiques et qui peut varier entre 0 (cas d'un matériau complètement sec) et la porosité à saturation du matériau.

Principe

La teneur en eau se détermine par deux pesées. Une première pesée de l'échantillon à l'état initial donne la masse M de l'échantillon humide et une deuxième pesée, après passage à l'étuve à $105^\circ C$ pendant 24 heures (évaporation de l'eau libre et de l'eau capillaire), donne la masse sèche de l'échantillon M_s .

$$W = \frac{M_w}{M_s} \cdot 100 = \frac{W_w}{W_s} \cdot 100 \quad (3.4)$$

Avec :

$$M_w = M - M_s \quad (3.5)$$

3.4.3 Détermination du poids volumique (norme NF P94-053)

La détermination du poids volumique est l'une des étapes indispensables lors de l'identification d'un échantillon, en effet, il existe plusieurs méthode pour procéder à cette identification, nous avons opter durant notre étude pour deux méthodes.

Mode opératoire

Il faut déterminer la masse M et le volume total V de l'échantillon. Pour déterminer ce dernier on utilise l'une des méthodes suivantes :

Méthode par immersion dans l'eau

Un échantillon de forme simple, de masse donnée est pesé (M) puis recouvert d'une couche de paraffine (ρ paraffine = $0.88g/cm^3$). Une deuxième pesée (M_p) permet de déterminer la masse de la couche de paraffine et de calculer son volume. Une troisième pesée, hydrostatique, de l'échantillon recouvert de paraffine (M'_p) permet de calculer le volume

de l'échantillon recouvert de paraffine. Le volume de paraffine étant connu, on en déduit le volume V de l'échantillon.

$$V = V_{sol} + \text{paraffine} - P_{\text{paraffine}} = (Mp - M'p)/\rho_w - (Mp - M)/\rho_p \quad (3.6)$$

Méthode du moule

L'échantillon, préparé selon un processus défini, remplit le moule jusqu'à débordement. L'extrémité supérieure du moule, de dimensions connues, est arasée à la règle. C'est la méthode utilisée dans l'essai *Proctor* (norme NF P 94-093). L'échantillon de sol est remanié.

3.4.4 Détermination du poids volumique des particules solides (norme NF P94-054)

Le poids volumique des particules solides est notre dernier essais d'identification de notre échantillon, il s'agit dans ce cas de mesurer le volume des grains solide, constituant l'échantillon de sol.

Cette mesure est effectuée généralement au pycnomètre.

Pycnomètre

- Sol séché puis pesé (W_s).
- Sol dans le récipient contenant de l'eau distillée.
- Enlever les bulles d'air.
- Volume d'eau déplacé par le sol.

$$\gamma_s = W_s/V_s = W_s/(V_{tot} - V_w) = W_s/(W_1 - (W_2 - W_s))\gamma_w \quad (3.7)$$

$$\gamma_s = W_s/(W_1 + W_s - W_2)\gamma_w \quad (3.8)$$

Car :

$$V_{tot} = \frac{W_1}{\gamma_w} \quad (3.9)$$

Et

$$V_w = \frac{W_w}{\gamma_w} \quad (3.10)$$

3.5 Caractérisation minéralogique

L'analyse par DRX indique que les résidus de kherzet youcef ont une composition minéralogique complexe formée principalement de minéraux de gangue comme la dolomite et la calcite.

Les minéraux sulfurés majoritaires retrouvés après analyse minéralogique sont : Chalcopyrite, Sphalérite, Galène, Marcassite, Pyrite et ainsi les minéraux sulfatés comme le gypse et anglesite. . .

Les minéraux sont légèrement altérés en surface, les minéraux sulfurés sont plus altérés que les autres et sont bien libérés de ceux de la gangue à part quelques grains grossiers de dimension supérieure à $75\mu m$. On trouve certains grains avec une proportion importante d'associations de deux ou trois minéraux sulfurés. Ce constat est défavorable si une séparation sélective des sulfures est envisagée. 19

L'identification minéralogique a été réalisée par la diffraction rayon X.

Classes	Minéraux principaux
Sulfures	Chalcopyrite $CuFeS_2$ Marcassite FeS_2 Pyrite FeS_2 Sphalérite ZnS Galène PbS
Carbonates	Dolomite $CaMg(CO_3)_2$ Minrecordite $CaZn(CO_3)_2$ Ankérite $(Fe, Mg, Mn)(CO_3)_2$
Silicates	Quartz Tridymite SiO_2
Sulfates	Gypse $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ Scotlandite $PbSO_3$ Anglésite $PbSO_4$
Élément natif	Graphite C

TABLE 3.1: Composition minéralogique de la digue

3.5.1 Analyse granulométrique (NF EN 933-1)

L'analyse granulométrique consiste à déterminer la répartition des différentes particules d'un échantillon en fonction de leur taille et de fournir des fractions granulométriques prévues pour les étapes qui suivent.

La connaissance de la taille des particules est indispensable, car celle-ci a une influence sur de nombreuses caractéristiques du sol.

3.5.2 Protocole expérimental

L'analyse granulométrique de notre échantillon a été réalisée par tamisage, par voie sèche, au moyen d'une série de tamis de dimensions comprises entre $800\mu m$ et $63\mu m$.

L'essai consiste à faire passer un échantillon au travers d'une série de tamis calibrés, emboîtés les uns sur les autres dont les dimensions de la maille sont décroissantes du haut vers le bas, ensuite à récupérer et à peser séparément les fractions retenues par ces tamis.

Dans la série utilisée, les ouvertures de tailles consécutives ont une relation constante l'une avec l'autre, il s'agit d'une échelle métrique, une racine dixième de 10 (1,259), chaque

dimension de maille d'un tamis correspond donc à la dimension du précédent multipliée par 1.259, ce qui permet un dimensionnement étroit des particules.

En général, la gamme de tamisage doit être choisie de manière à ce que moins de 5% de l'échantillon soit retenu sur le tamis de collier ou dépasse le tamis le plus fin. Ces limites, bien sûr, peuvent être abaissées pour un travail plus précis.

3.5.3 Matériel utilisé

- Echantillon à analyser 1Kg.
- Tamiseuse type Retch AS200 (figure 2.5).
- Une série de tamis de la norme AFNOR, dont les diamètres varient comme suit :
 $0.8mm > 0.63mm > 0.5mm > 0.4mm > 0.315mm > 0.25mm > 0.16mm > 0.125mm > 0.1mm > 0.08mm > 0.065mm$
- Balance électrique.
- Bacs et brosse.
- Fond et couvercle.



FIGURE 3.5: Tamiseuse de type Retch avec la série des tamis

3.5.4 Description de l'essai

Pour effectuer le tamisage, on emboîte les tamis les uns sur les autres de façon que la progression des ouvertures soit décroissante du haut vers le bas, on dispose un fond en bas et un couvercle en haut des tamis afin d'éviter toute perte de matériau pendant le tamisage. Le matériau est versé en haut de la colonne des tamis et celle-ci commence à vibrer à l'aide de la tamiseuse électrique.

On entend par tamisât le poids de l'échantillon passé à travers les mailles d'un tamis donné, et par refus le poids de matériau retenu par ce même tamis. Après chaque tamisage nous avons pesé le refus de chaque tamis.

3.6 Travaux de recherches sur la flottation des résidus

La flottation est le procédé de concentration le plus important dans la minéralurgie, vis-à-vis du traitement des minerais.

Depuis une dizaine d'années, plusieurs chercheurs ont étudié les techniques de dépollution par flottation non sélective des résidus miniers sulfurés afin de limiter la génération de drainage minier acide causé par l'oxydation des minéraux sulfurés résiduels [20]

3.6.1 Tests de flottation

Préparation de la pulpe

La cellule de flottation que nous avons utilisée a une capacité de 2,5 litres.



FIGURE 3.6: Cellule de flottation.

Pour la totalité de nos essais nous avons pris 750g de résidus en respectant un rapport liquide/solide à 30%.

Cette étape de préparation commence par l'introduction des 750g de solide dans le réservoir de conditionnement ensuite de l'eau est rajoutée jusqu'au volume de 2,5 litres.

Stabilisation de la pulpe

La flottation est un phénomène de surface donc il faut toujours s'assurer que le matériau ne présente aucune agglomération et cela en appliquant une agitation continue pendant une période de 20 minutes, Il est à noter que durant cette étape on prenait la mesure du pH deux fois (à 10min et à 20min).



FIGURE 3.7: Agitation de la pulpe au sein de la cellule de flottation

Conditionnement du pH

En effet la valeur du pH est l'un des paramètres que nous avons étudiés, donc nous avons dû à plusieurs reprises conditionner sa valeur, pour ce faire nous avons utilisé deux régulateurs de pH

- 1- La chaux (CaO).
- 2- L'acide sulfurique (H_2SO_4).

Cette étape dure approximativement 10 minutes.



FIGURE 3.8: Valeur du pH est enregistrée durant tout le processus à l'aide du pH-mètre

Ajout des réactifs

L'ajout et le conditionnement des réactifs est une étape qui nous prend entre 10 et 15 minutes tout dépend des paramètres étudiés. Généralement on commence par l'ajout de l'activant sulfates de cuivre et une agitation de 5min ensuite l'ajout du Xanthates (collecteur) et une agitation pendant 10 minutes, et en dernier on ajoute le moussant huile de pin avec une agitation d'une minute. On précise que les quantités de Xanthate et de $CuSO_4$ diffèrent d'un essai à un autre car le dosage du collecteur et de l'activant sont des paramètres à étudier.

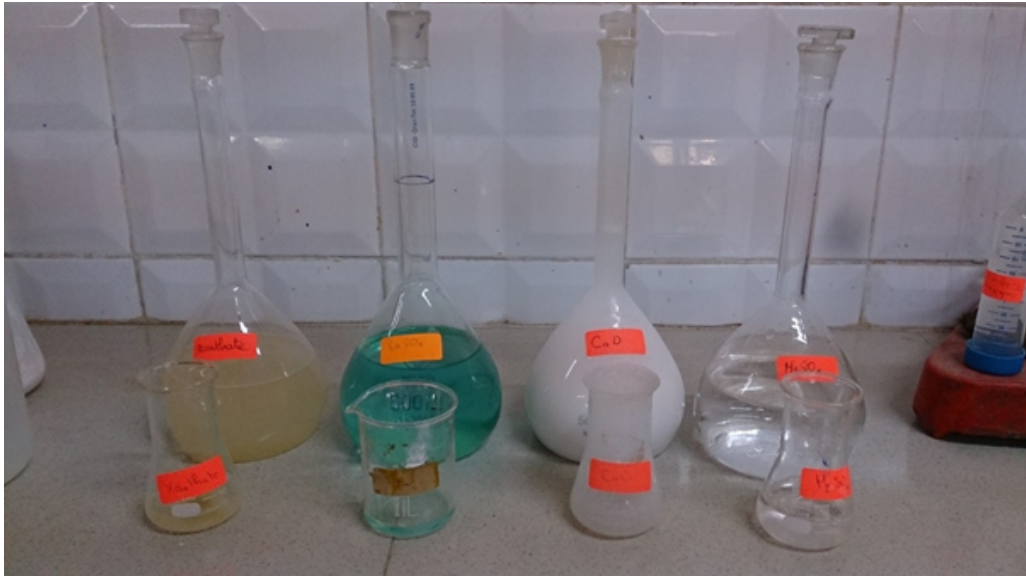


FIGURE 3.9: Réactifs chimiques utilisés au laboratoire

La flottation

La flottation commence par une injection d'air dans la pulpe ensuite recueillir les bulles qui en résultent dans des bacs en plastique. Le temps de flottation étant de 12 minutes réparti en quatre (2' 4' 8' 12') le concentré correspondant à chaque période est recueilli séparément dans un bac.

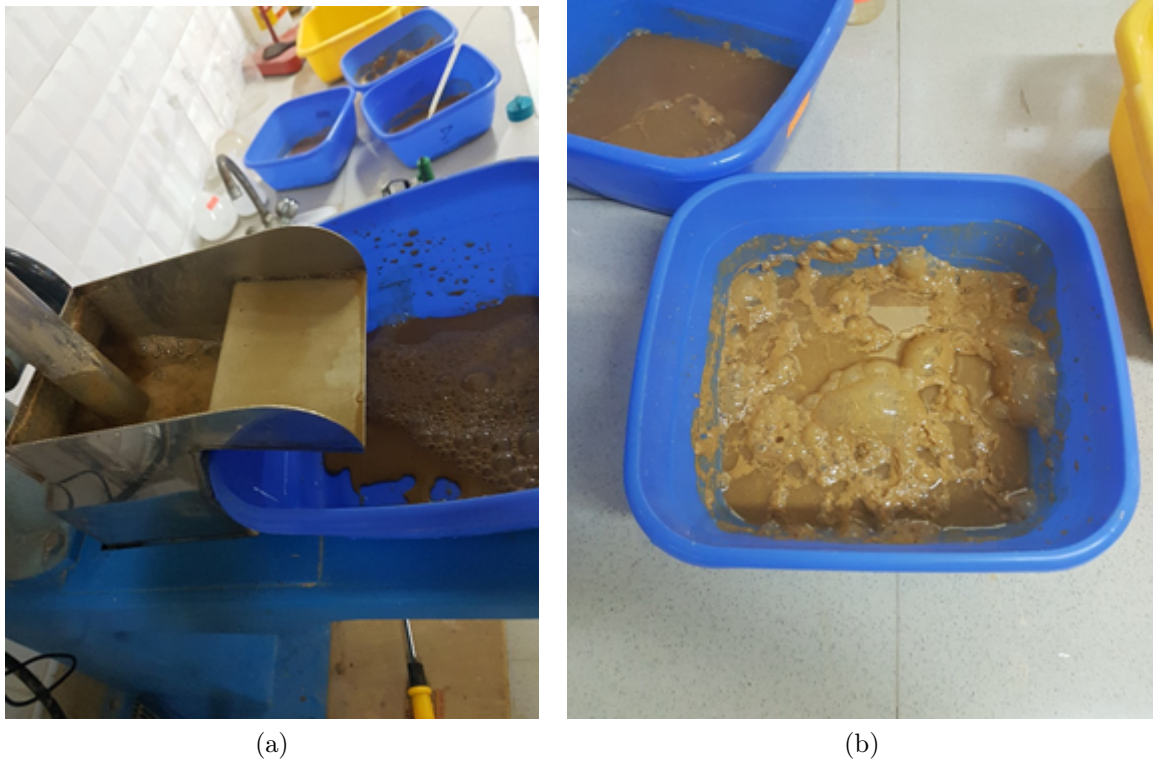


FIGURE 3.10: Recueil du concentré après l'injection d'air

Filtration et séchage

C'est la dernière étape du processus, son objectif est de séparer l'eau du concentré solide, cette étape est composée de deux parties principales, la première consiste à filtrer une quantité maximale d'eau à l'aide d'une pompe et du papier filtre, ensuite nous séchons le concentré à l'étuve réglée à 105°C pendant une durée de 24 heures.



(a) Pompe de filtration de type Heidolph



(b) 4 concentrés après passage à l'étuve

FIGURE 3.11: Filtration et séchage

3.6.2 Les paramètres affectant la flottation

Granulométrie

Les essais antérieurs ont montré que la taille des particules a une grande influence sur les résultats de la flottation, en effet, la taille des particules correspondant à une séparation optimale varie entre $10\mu m$ et $100\mu m$ [21], dépassant ces limites la séparation devient plus complexe. La difficulté concernant les particules plus fine provient essentiellement de deux paramètres, le diamètre des solides et les énergies qui sont leurs associées, la faible dimension représente un véritable problème puisqu'elle diminue la probabilité de collision entre les solides et les bulles d'air. Dans le cas des particules de dimensions supérieures à $100\mu m$, le problème qui se pose est la masse lourde de ces, et qui ne peut être supportée par les bulles d'air qui sont de nature fragile et peu enclines à tolérer une masse aussi importante. Cependant, il est possible dans certains cas que la collision entre la particule et la bulle soit efficace, mais reste que le lien sera toujours fragile et des collisions subséquentes peuvent facilement le briser.

Afin de contrer ce problème, il est possible d'adapter la grosseur des particules avec la taille des bulles, dans le cas des fines particules, en utilisant de très petites bulles et une pulpe très dense. Ainsi, l'adhésion sera favorisée puisque les énergies de surface et de mouvement des deux entités seront similaires, de plus la grande quantité de solides par volume de pulpe permet d'augmenter le nombre de collision. Par contre dans le cas des grosses particules il est préférable que les bulles soient plus volumineuses et la pulpe beaucoup moins dense, un volume plus important des bulles implique plus de stabilité et donc elles seront plus aptes à supporter plus de poids, d'un autre, coté la faible densité de la pulpe favorisera une arrivée graduelle des particules pour la séparation.

Dosage du collecteur

Le dosage du collecteur est un élément très important de la flottation, en effet, la concentration utilisée a un impact sur le processus et il existe en réalité pour chaque condition expérimentale une teneur optimale en collecteur, le non-respect de cette concentration diminue l'efficacité de la séparation, une teneur inférieure à celle requise ne rendra pas les particules suffisamment hydrophobes pour flotter alors qu'une concentration trop importante diminuera elle aussi l'efficacité de la flottation en raison de trois phénomènes[22] :

-la taille des bulles diminuera de façon très importante jusqu'à ne plus pouvoir supporter le poids des particules. -une orientation des molécules (seconde monocouche) de façon à reformer une barrière hydrophile.

-la création de micelles, la bulle d'air est emprisonnée par les molécules de collecteur ce qui réduit la quantité de collecteur pour le reste des particules.

Temps de flottation

Selon Huang (1992) et Jameson et Al (1977), la durée d'agitation avant et après l'ajout du collecteur agit directement sur la flottation. de plus selon Jameson et Al (1977) la force d'agitation influence également le processus, une bonne agitation favorisera un plus grand nombre de collisions entraînant une grande adsorption entre bulles et particules, de l'autre côté une agitation trop forte entraînera le détachement de ces particules.[23]

Rapport liquide/solide

Le rapport liquide/solide influence grandement l'efficacité de la flottation surtout lorsqu'il s'agit de particules de taille extrême. De ce fait une modification de ce paramètre doit avoir lieu afin de déterminer le rapport optimal donnant une séparation efficace et promouvant les collisions. Il est donc indispensable de connaître la granulométrie de l'échantillon pour pouvoir utiliser le rapport liquide/solide adéquat. [23] [24]

pH de la solution

Le pH du mélange liquide/solide a une influence non-négligeable sur les résultats de la flottation. En effet la surface de certaines particules, de même que certains réactifs ajoutés au mélange, sont grandement influencés par la valeur du pH, et donc si ce paramètre n'est pas ajusté à sa valeur optimale, les additifs ne seront pas aussi efficaces que prévu et le potentiel flottable de la matière diminuera d'une manière importante. [23] [24]

Effets de l'activation des sulfures sur la flottation

En prenant l'exemple de la sphalérite (sulfure de zinc), la flottation requiert une activation par des ions Cu^{2+} [25]

Tous les auteurs se sont mis en accord sur le fait que l'activation de la sphalérite s'explique par la substitution des atomes de zinc à la surface ou près de la surface par les ions Cu^{2+} , cette couche de sulfure plus stable rend le minéral plus facile à faire flotter.

3.7 Étude microscopique



FIGURE 3.12: stéréomicroscope Zeiss StemiTM DV4

Description d'un stéréoscope

Un stéréoscope est un type particulier de loupe, souvent appelé loupe binoculaire. C'est un appareil destiné en priorité à l'observation à faible grossissement avec un éclairage par-dessus. Il permet surtout la perception stéréoscopique, en relief, de petits sujets.

3.8 Conclusion

Nous avons donc dans ce chapitre présenté la méthode que nous avons suivie durant les étapes expérimentales ainsi que les différents essais effectués pendant la totalité de l'étude, il faut noter que déterminer au préalable la méthodologie à suivre lors de l'expérimentation est très utile et permet d'avoir une organisation du travail et aussi permet d'identifier les différents paramètres à étudier et les analyser, tout cela pour avoir par la suite une cohérence entre les études théoriques et les résultats expérimentaux.

Chapitre 4

Résultats et interprétations

4.1 Introduction

Plusieurs questions avaient été soulevées au débuts de ce travail, quels sont les paramètres affectant la flottation des résidus issus du traitement de la laverie KHARZET YOUCEF, quels sont les réactifs qu'on devrait utiliser pour leurs désulfurations, et avec quels dosages.

Plusieurs de ces questions auront une réponse à l'issu de ce chapitre qui présente la totalité des résultats obtenus au cours de notre expérimentation, ainsi que leurs interprétations.

4.2 Résultats des essais de la caractérisation physique

4.2.1 Détermination de la matière organique par incinération : méthode de perte au feu (PAF)

Résultats

$$M_0 = 36.83g$$

$$M_1 = 46.84g$$

$$M_2 = 46.75g$$

$$\%MO = \frac{(M_1 - M_0) - (M_2 - M_0)}{(M_1 - M_0)} 100 = \frac{(46.84 - 36.83) - (46.75 - 36.83)}{(46.84 - 36.83)} 100 = 0.19\%$$

Régression pour faire une équivalence entre les résultats par la méthode de perte au feu (PAF) et la méthode Walkley Black (WB) pour une étendue de 0 à 8% de matière organique.

$$\%M.O(PAF) = 0.9932M.O(WB) + 0.587 = 0.9932 \cdot 0.19 + 0.587 = 0.7778\%$$

4.2.2 Détermination de la teneur en eau pondérale (Norme NF P94-050)

Résultats

$$W = \frac{M_w}{M_s} 100$$

$$M = 19.5778g$$

$$M_s = 19.3942g$$

$$M_w = M - M_s = 19.5778 - 19.3942 = 0.1836g$$

4.2.3 Détermination du poids volumique (norme NF P94-053)

Résultats

$$M_{sol} = 1706g$$

$$V = 1200ml$$

$$\rho = \frac{M}{V} =$$

4.2.4 Détermination du poids volumique des particules solides (norme NF P94-054)

Résultats

$$\sigma_s = \frac{W_s}{W_1 + W_s - W_2} \sigma_w = \frac{5.02}{50.927 + 5.02 - 54.289} 1 = 3.027g/l$$

4.3 Résultats de l'analyse granulométrique

La granulométrie est un paramètre très important qui a une influence sur les caractéristiques physiques et chimiques des sols.

Nous avons effectué l'analyse granulométrique de notre échantillon prélevé au niveau de la digue de KHARZET YOUCEF et les résultats de cette analyse sont représentés dans le tableau suivant :

Diamètre du tamis (μm)	Refus (g)	Refus cumulé (g)	%Refus cumulé	% tamisât cumulé
800	49	49	4.9	95.1
630	29	78	7.8	92.2
500	31	109	10.9	89.1
400	36	145	14.5	85.5
315	32	177	17.7	82.3
250	26	203	20.3	79.7
160	52	255	25.5	74.5
125	43	298	29.8	70.2
100	118	416	41.6	58.4
80	253	669	66.9	33.1
63	251	920	92	8
<63	75	995	99.5	0.5

TABLE 4.1: Résultats de l'analyse granulométrique

Dans le but d'interpréter ces résultats il est indispensable dans un premier lieu de tracer la courbe granulométrique qui est en réalité une courbe des tamisats en fonction des dimensions des particules représentées sur une échelle logarithmique :

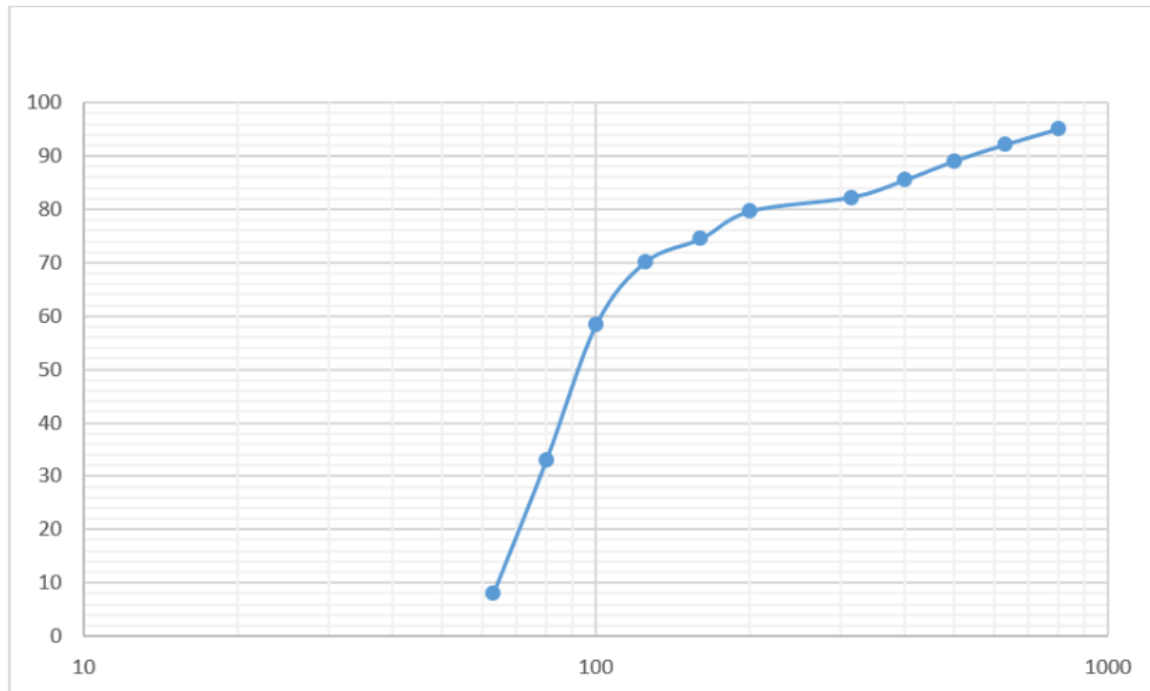


FIGURE 4.1: Courbe granulométrique

La forme de la courbe granulométrique représente la distribution de la dimension de la particule. Cette distribution peut être qualifiée d'uniforme si les dimensions des particules sont voisines. La courbe granulométrique est caractérisée par deux coefficients.

4.3.1 Coefficient d'uniformité ou de Hazen

Défini par le rapport $Cu = \frac{D_{60}}{D_{10}}$, le coefficient d'uniformité est étudié pour déterminer l'état granulométrique d'un échantillon à partir de la courbe granulométrique. $Cu = \frac{70.30}{40.22} = 1.797$

4.3.2 Coefficient de courbure

défini par le rapport $C_c = \frac{D_{30}^2}{D_{10} * D_{60}}$

$$C_c = \frac{82.87^2}{40.22 * 72.30}$$

Avec :

D_{10} : diamètre moyen des grains correspondant à % passant par poids.

D_{30} : diamètre moyen des grains correspondant à 30% passant par poids.

D_{60} : diamètre moyen des grains correspondant à 60% passant par poids.

La distribution des dimensions des particules est dite :

-Bien graduée si le coefficient d'uniformité est supérieur à 10 ($Cu > 10$).

-Étalée si le coefficient d'uniformité est supérieur à 2 ($2 < Cu < 10$).

-Uniforme (ou serrée) si le coefficient d'uniformité est inférieur à 2 ($Cu < 2$).

La courbe granulométrique présente près de 12% de particules de dimension supérieure à 100 μm , près de 25% de particules de dimension comprise entre 100 et 80 μm et environ 25% de particules de dimension supérieure à 63 μm . Et en vue des résultats du coefficient d'uniformité qui est inférieur à deux et du coefficient de continuité, on peut dire que notre échantillon est uniforme et présente une continuité bien répartie.

4.4 Les résultats des essais de flottation

4.4.1 Variation du dosage de l'activant et du collecteur

Durant les essais de cette deuxième étape nous avons fait la variation des deux paramètres, dosage de l'activant et du collecteur :

$CuSO_4$	100	200	300
xanthate	100	200	300
Concentré 1	117	109	135
Concentré 2	18,03	28	22
Concentré 3	32,3	46	39
Concentré 4	4,3	6,2	5

TABLE 4.2: Masses des concentrés (dosage du collecteur et de l'activant variés)

$CuSO_4$	100	200	300
xanthate	100	200	300
Concentré 1	15,6%	14,5%	18,0%
Concentré 2	2,4%	3,7%	2,9%
Concentré 3	4,3%	6,1%	5,2%
Concentré 4	0,6%	0,8%	0,7%

TABLE 4.3: Rendements pondéraux (dosages du collecteur et de l'activant variés)

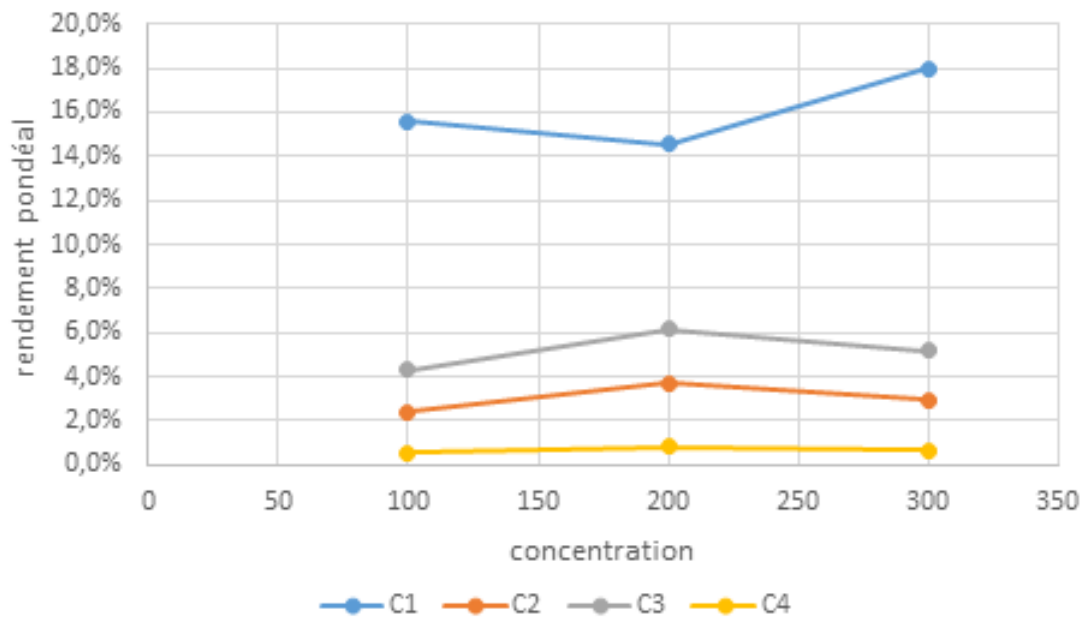


FIGURE 4.2: Rendements pondéraux en fonction des concentrations du collecteur et de l'activant.

La variation des deux paramètres au même temps n'a pas une réelle influence sur le rendement puisque les trois dosage différents donne presque les mêmes résultats.

4.4.2 Variation du dosage du collecteur

Durant cette première étape le paramètre étudié était le dosage du collecteur, et donc nous avons effectué une série d'essais avec des concentrations différentes de xanthate sans la présence d'activant, le schéma suivant montre le déroulement des essais.

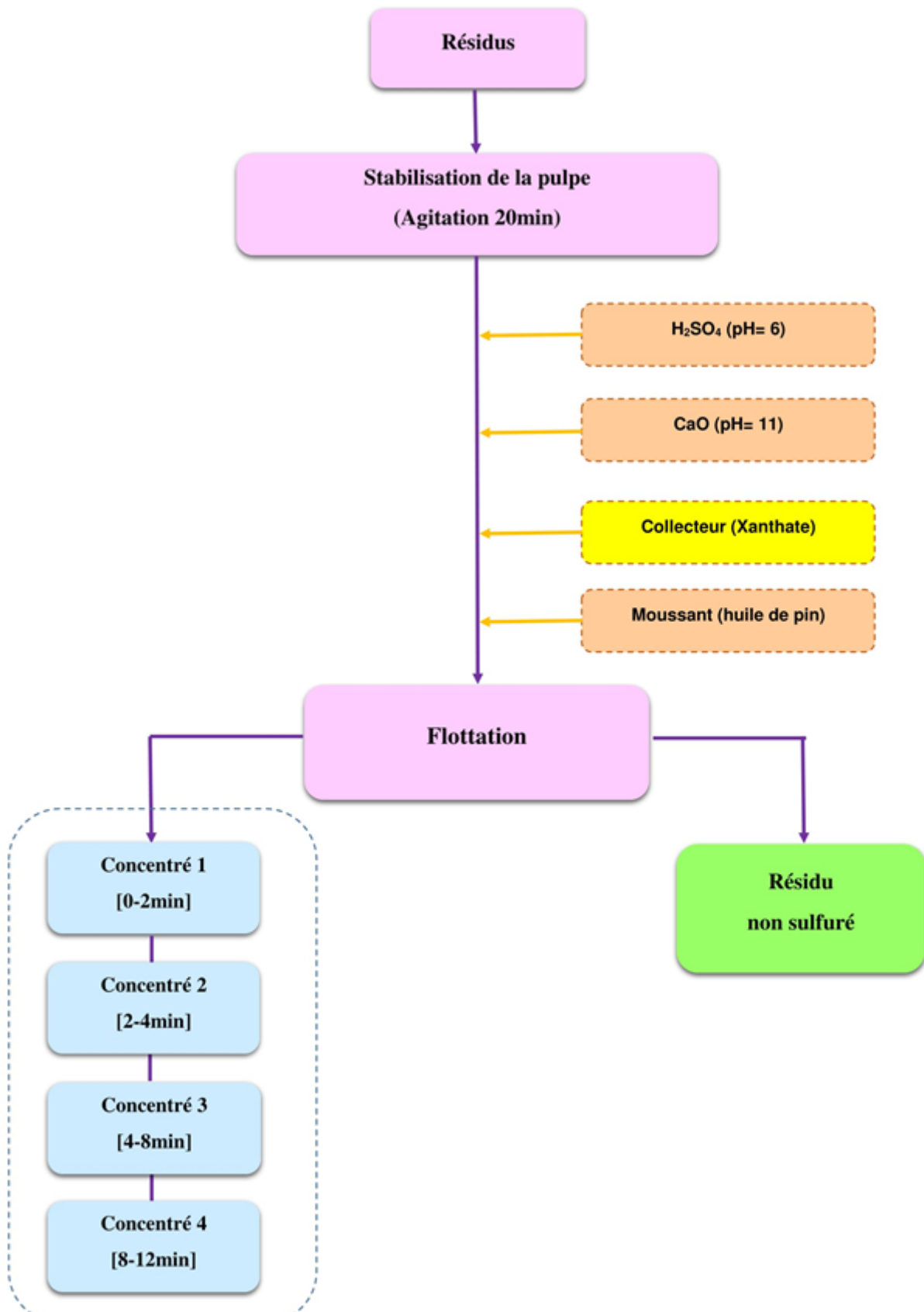


FIGURE 4.3: Schéma de flottation (Variation du collecteur)

Les résultats des essais sont représentés dans les tableaux et les graphes suivants :

Concentration du Xanthate (g/t)	100	200	300	400
Concentré 1(g)	98	89	69	92
Concentré 2(g)	5,68	13,08	10,67	11,23
Concentré 3(g)	3,02	9,53	13,23	12,71
Concentré 4(g)	7,62	16,44	12,71	11,23

TABLE 4.4: Masses des concentrés

Concentration du Xanthate (g/t)	100	200	300	400
Concentré 1	13,07%	11,87%	9,20%	12,27%
Concentré 2	0,76%	1,74%	1,42%	1,50%
Concentré 3	0,40%	1,27%	1,76%	1,69%
Concentré 4	1,02%	2,19%	1,92%	1,50%

TABLE 4.5: Rendements pondéraux des essais de flottation (Variation du collecteur)

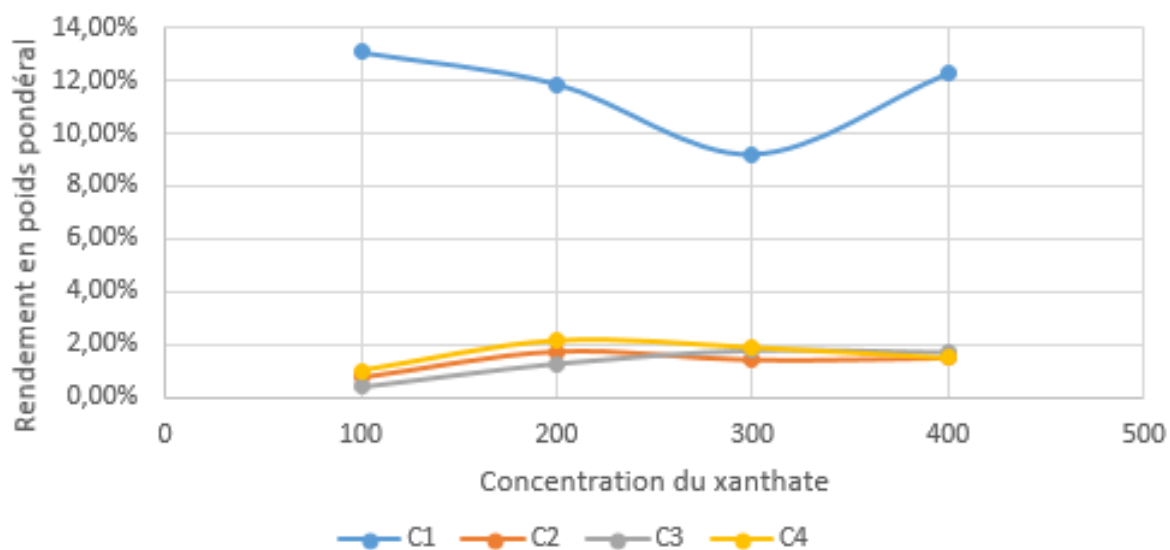


FIGURE 4.4: Rendement pondéral en fonction de la concentration du collecteur

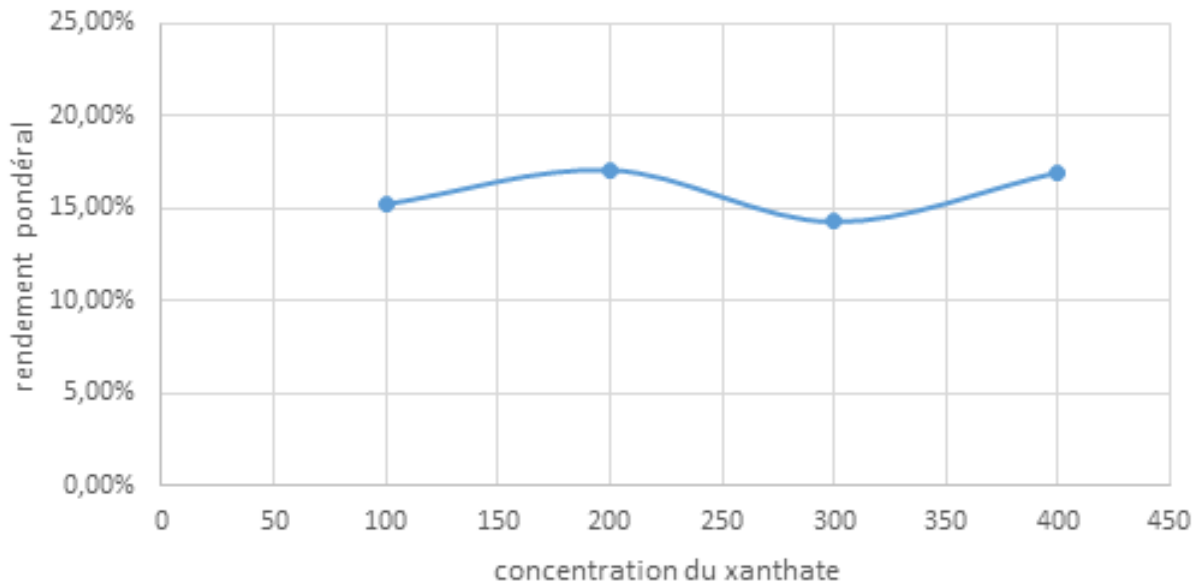


FIGURE 4.5: Le rendement total (Variation du collecteur)

Si on compare les rendements pondéraux obtenus pour les différentes concentrations du collecteur, on remarque que la valeur la plus faible a été obtenue pour une concentration de 100g/t de xanthate.

Cette concentration a été fixée pour les essais qui suivent, car elle correspond à une consommation entière de la quantité de xanthate ajoutée.

Pour l'interprétation de ces résultats, on a pris en considération les trois courbes (C2 C3 C4) en raison de leurs allures semblables. On remarque aussi que la quantité de collecteur ajoutée n'a pas une grande influence puisque les valeurs des rendements totaux sont plus ou moins rapprochées.

4.4.3 Variation du dosage de l'activant

Après avoir fixé le dosage du collecteur nous sommes passés à l'étude du deuxième paramètre qui est le dosage de l'activant.

Le $CuSO_4$ est l'activant que nous avons utilisé, le schéma suivi lors de la réalisation de ces essais est le suivant :

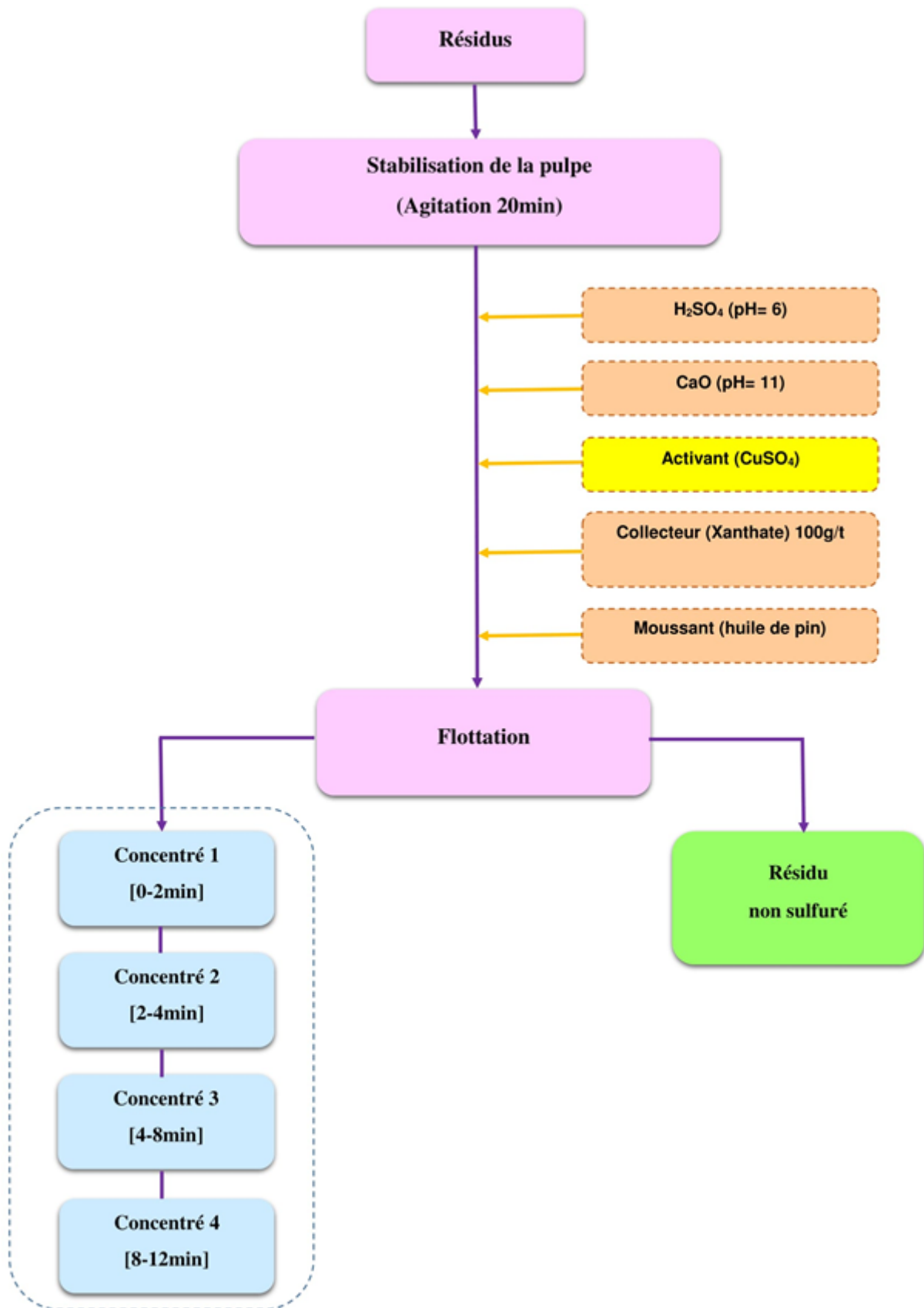


FIGURE 4.6: Schéma de flottation (Variation de l'activant)

Les résultats des essais sont représentés dans les tableaux et graphes suivants :

Concentration du $CuSO_4$	100	200	300	400
C1	35	38	56	63
C2	17,7	11,4	10,4	17,19
C3	14,74	18,37	10,3	21,93
C4	1,37	8,93	4,38	7,61

TABLE 4.6: masses des concentrés (dosage du collecteur varié)

Concentration du $CuSO_4$	100	200	300	400
C1	4,67%	5,07%	7,47%	8,40%
C2	2,36%	1,52%	1,39%	2,29%
C3	1,97%	2,45%	1,37%	2,92%
C4	0,18%	1,19%	0,58%	1,01%

TABLE 4.7: rendements pondéraux(dosage du collecteur varié)

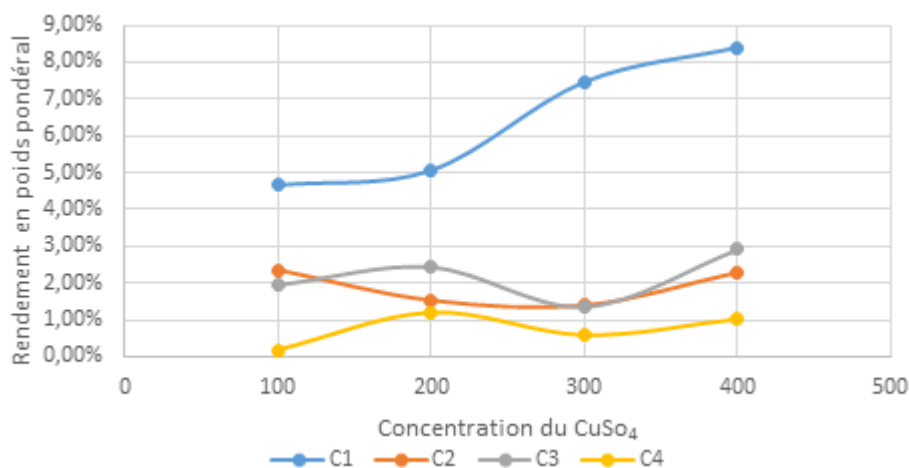


FIGURE 4.7: Rendement pondéral en fonction de la concentration de l'activant

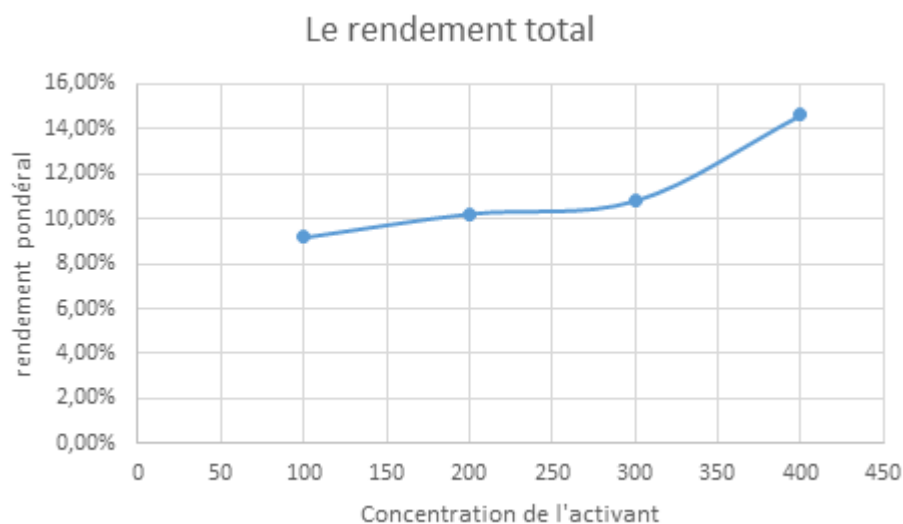


FIGURE 4.8: Le rendement total en fonction de la concentration de l'activant

L'analyse de ces résultats montre que à l'exception du premier concentré le rendement le plus faible est celui de la concentration 300g, de ce fait nous avons décidé de prendre ce dosage pour le reste de l'étude.

On remarque aussi que le rendement pondéral le plus élevé est obtenu avec une concentration de 400g/t de d'activant.

L'analyse de la courbe du rendement total indique elle aussi un rendement maximal à la concentration de 400g/t, une relation proportionnelle est observée entre le rendement pondéral et la concentration du collecteur à travers cette courbe.

4.4.4 Variation du pH

Le paramètre étudié au cours de cette partie est le ph, e schéma suivant explique le déroulement des essais durant cette étape :

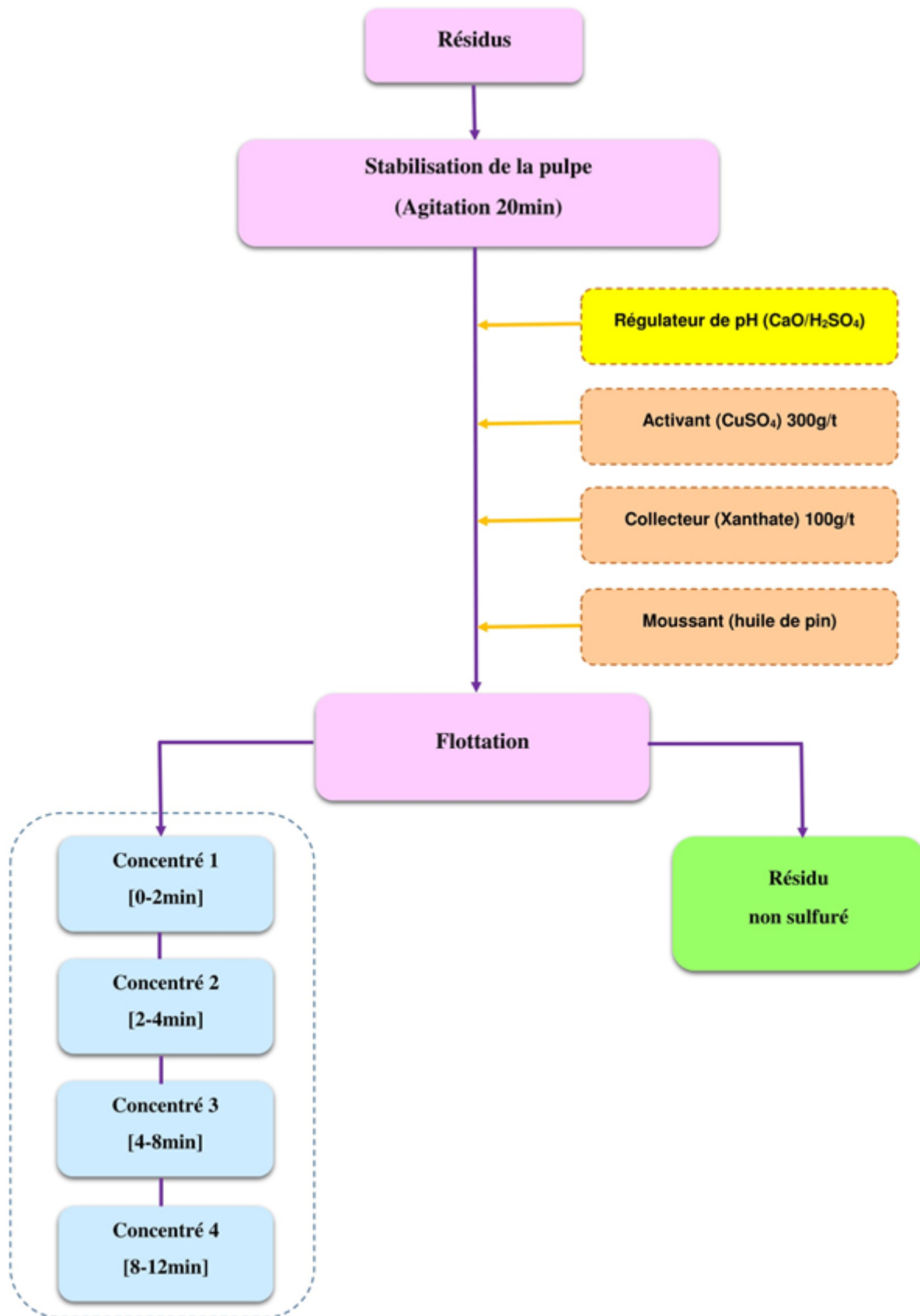


FIGURE 4.9: Schéma de flottation (Variation du pH)

pH	6	7,5	9	11
Concentré 1	1,73%	1,57%	13,60%	3,40%
Concentré 2	1,25%	4,53%	2,36%	1,10%
Concentré 3	2,13%	2,31%	0,84%	2,10%
Concentré 4	1,48%	0,86%	0,53%	0,80%

TABLE 4.8: Masses des concentrés (Variation du pH)

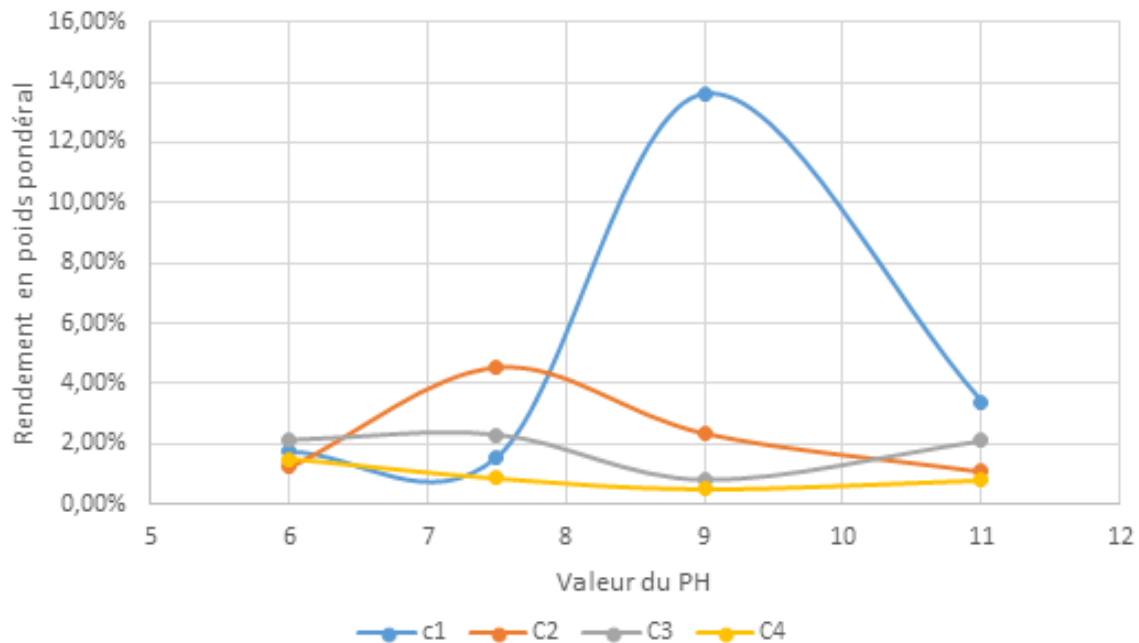


FIGURE 4.10: Rendement pondéral en fonction du PH

Pour l'interprétation de ces courbes nous avons pris en considération les courbes (C2 C3 C4) en se basant sur leurs allures similaires, on remarque que le rendement le plus faible correspond à $\text{ph}=9$, pour cela nous avons donc décidé de fixer cette valeur pour les essais à venir.

4.4.5 Variation de la classe granulométrique

Afin de déterminer l'influence de la granulométrie des grains sur le procédé de flottation, on a choisi les trois classes granulaires qui ont donné les fractions les plus élevées lors de l'analyse granulométrique : $(-125 + 100\mu\text{m})$, $(-100 + 80\mu\text{m})$ et $(-80 + 63\mu\text{m})$.

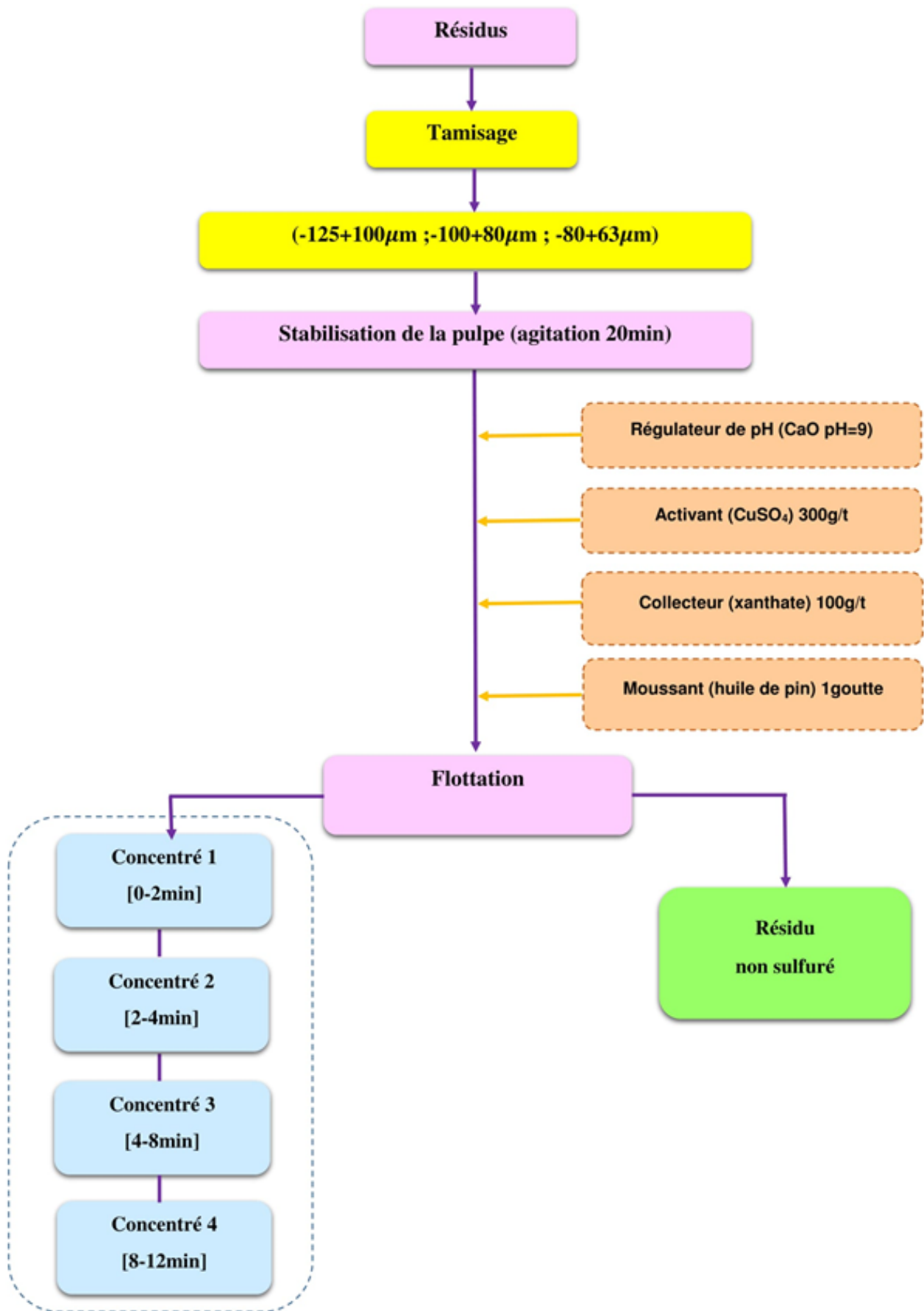


FIGURE 4.11: Schéma de flottation (Variation de la granulométrie)

Classe granulaire	$> 63\mu m$	$> 80\mu m$	$> 100\mu m$
Concentré	109	72,3	68,4
Concentré	23,7	15	17,7
Concentré	11,3	8,3	14,3
Concentré	8	3	10,1

TABLE 4.9: Mesures des concentrés

Classe granulaire	$> 63\mu m$	$> 80\mu m$	$> 100\mu m$
Concentré	0,14533333	9,6	0,0912
Concentré	0,0316	2,0	0,0236
Concentré	0,01506667	0,01106667	0,01906667
Concentré	0,01066667	0,004	0,01346667

TABLE 4.10: Rendement Pondéraux

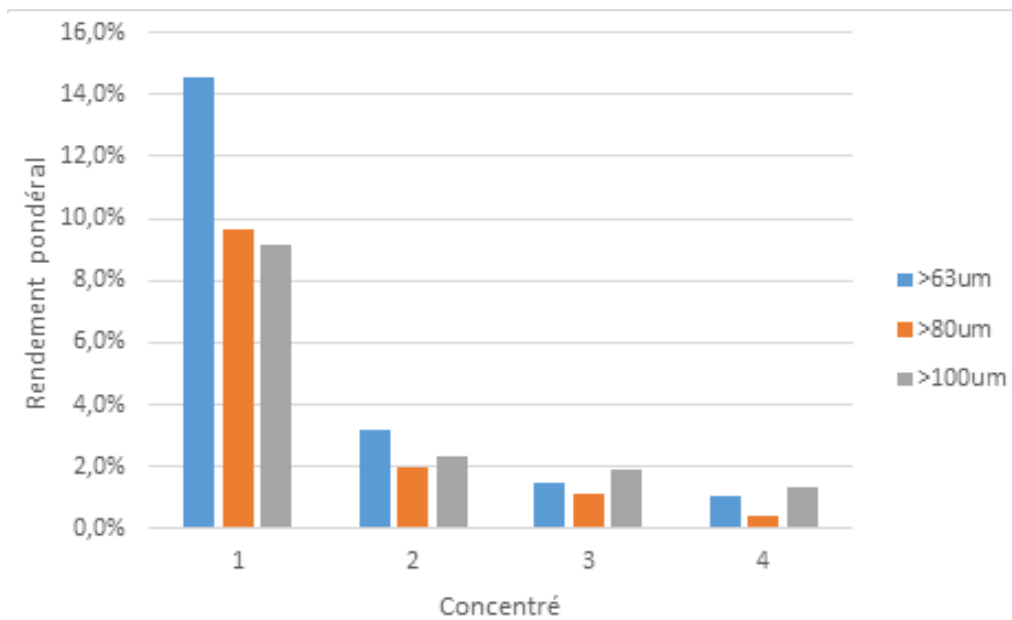


FIGURE 4.12: Rendement pondéral en fonction de la classe granulaire

On remarque que la classe granulaire ($-80 + 63\mu m$) a donné le rendement pondéral le plus élevé, néanmoins les rendements pondéraux ne sont pas assez représentatifs, il est donc nécessaire de procéder à une analyse microscopique.

4.4.6 Résultats de l'analyse microscopique

Afin de déterminer la classes granulaire contenant de métaux nous avons procédé à une analyse microscopique des échantillons avant et après flottation, les images sous microscope sont représentés au-dessous :

Classe granulaire ($-80 + 63\mu m$)

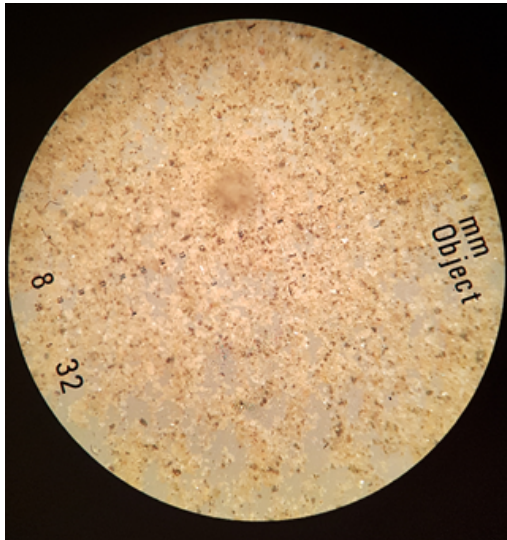


FIGURE 4.13: Avant flottation ($-80 + 63\mu m$)

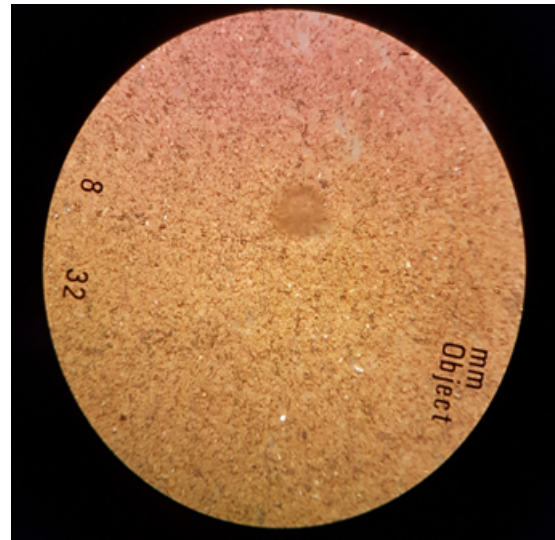


FIGURE 4.14: Après flottation ($-80 + 63\mu m$)

Classe granulaire ($-100\mu m + 80\mu m$)

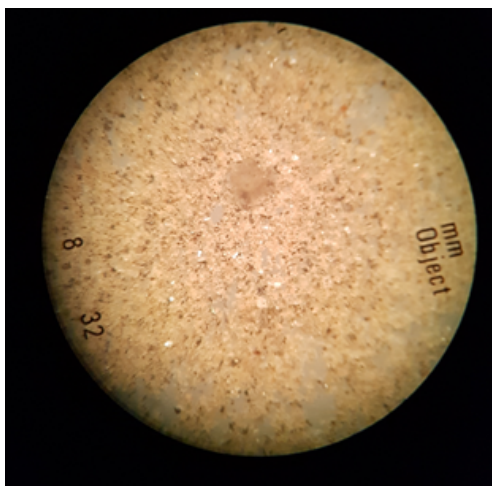


FIGURE 4.15: Avant flottation ($-100\mu m + 80\mu m$)

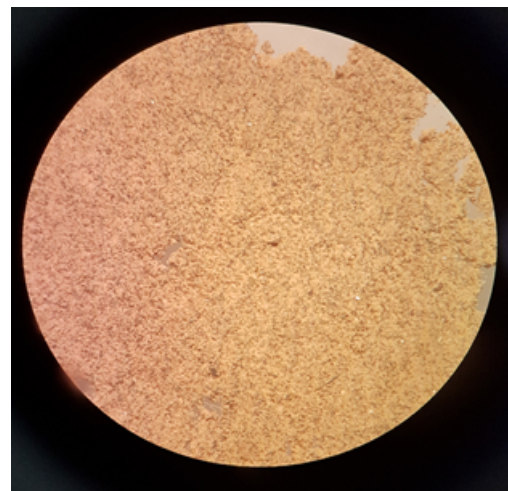


FIGURE 4.16: Après flottation ($-100\mu m + 80\mu m$)

Classe granulaire ($-250\mu m + 100\mu m$)

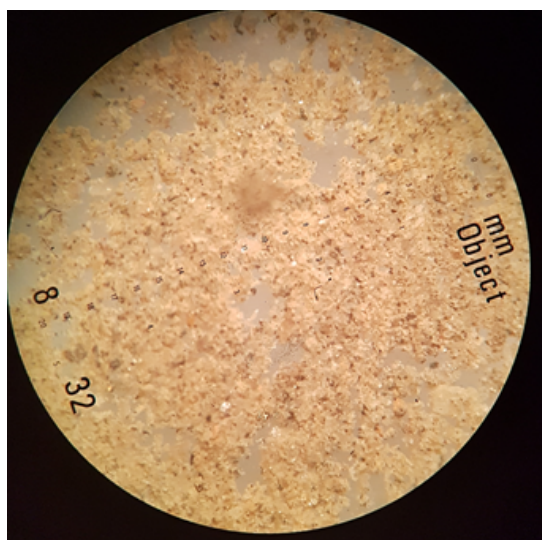


FIGURE 4.17: Avant flottation($-250\mu m + 100\mu m$)

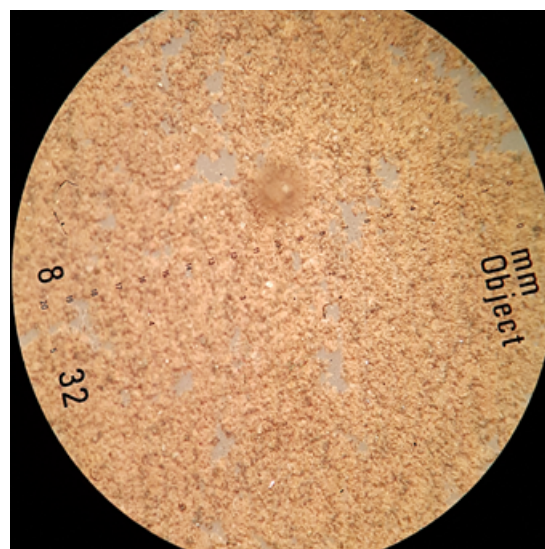


FIGURE 4.18: Après flottation($-250\mu m + 100\mu m$)

Les images montrent que la teneur la plus faible en métaux est celle de classe granulaire ($-125 + 100$), Les deux classes ($-80 + 63$) et ($-100 + 80$) présentent une forte présence de grain noirs qui ont une distribution assez homogène tout au long de l'échantillon, on remarque aussi la présence de pyrite au niveau des trois échantillons mais elle reste très visible dans l'échantillon de la première classe, cette dernière sera retenue puisqu'elle abrite clairement de la plus grande quantité de métaux.

4.4.7 Variations du pH et du Eh en fonction du temps

Nous avons suivi le comportement de deux paramètres physico-chimiques (pH, Eh) durant l'étape de conditionnement de la pulpe qui dure 20 minutes, et aussi durant les différentes phases de régulation du pH et d'ajout des différents réactifs :

Essais de flottation avec la variation du dosage du collecteur

temps(min)	PH	EH
10	8	-51,2
20	8,01	-51,5
23	6,1	65
28	11	-221
30	11	-221
35	10,8	-210

TABLE 4.11: Variations du pH et Eh en fonction du temps

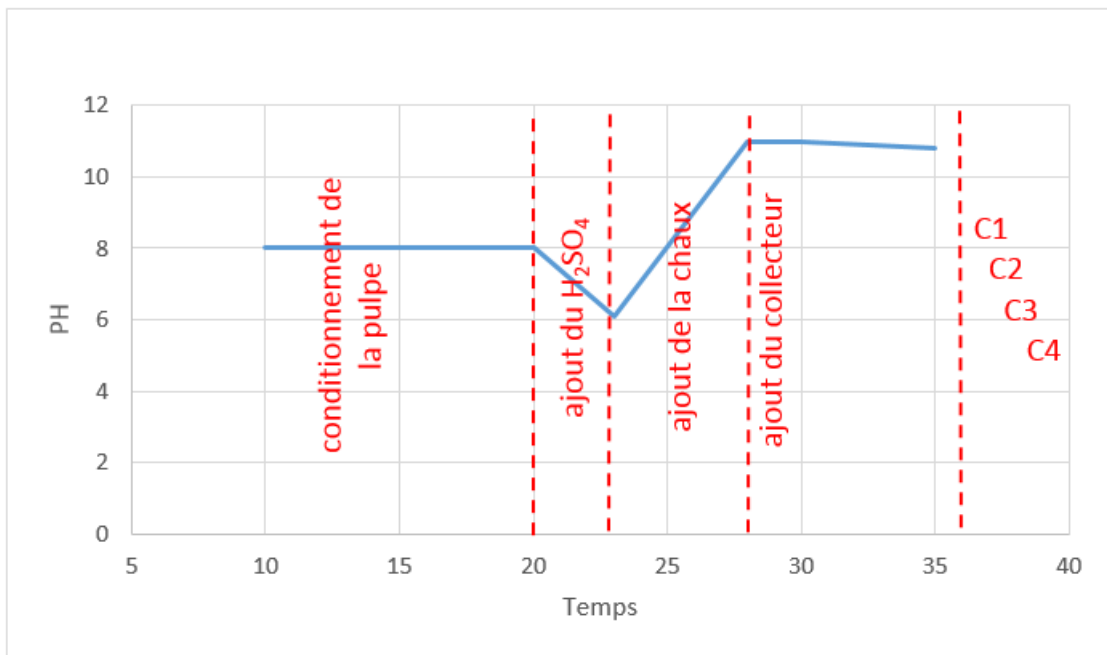


FIGURE 4.19: Variation du pH en fonction du temps (Variation du collecteur)

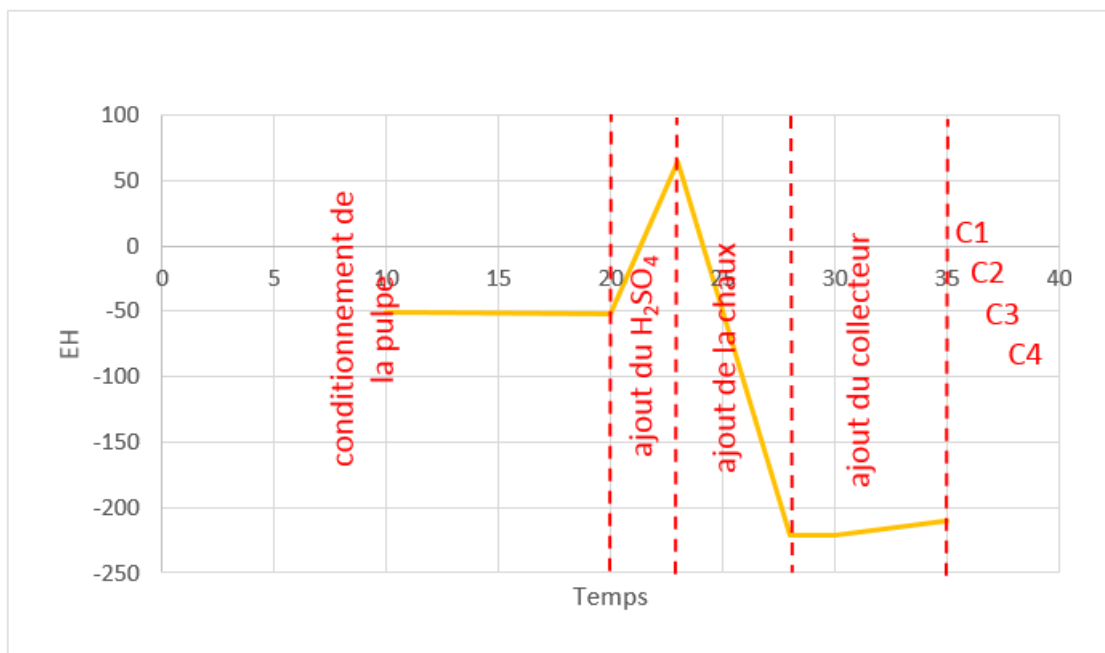


FIGURE 4.20: Variation du Eh en fonction du temps (Variation du collecteur)

Essais de flottation avec variation du dosage de l'activant

temps(min)	PH	Eh
10	8,05	-54,1
20	8,1	-56
23	6	61
28	11	-220
35	10,6	-202

TABLE 4.12: pH et Eh en fonction du temps

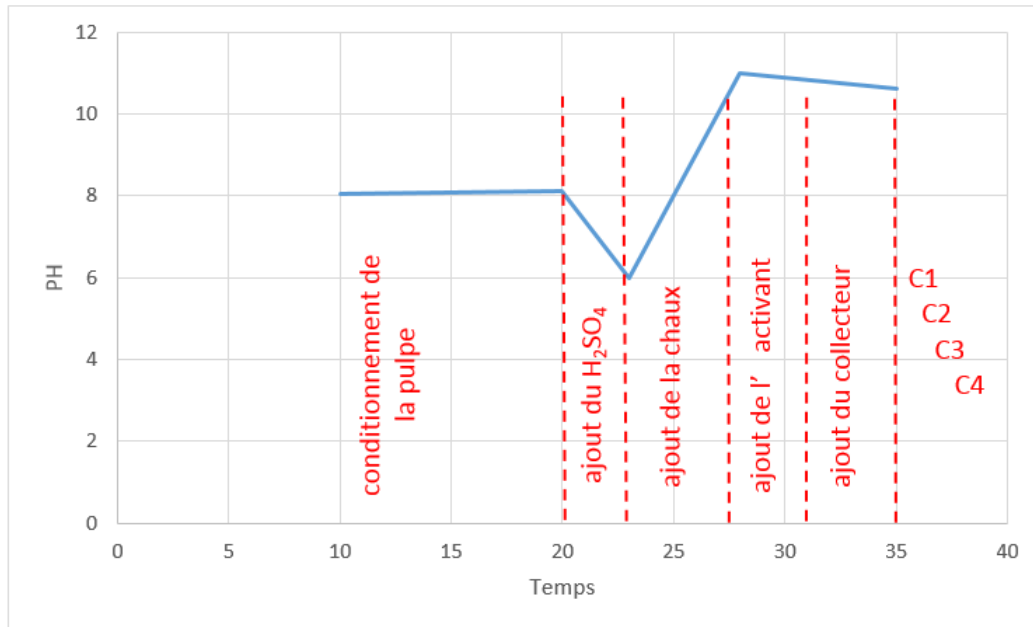


FIGURE 4.21: Variation du pH en fonction du temps (Variation de l'activant)

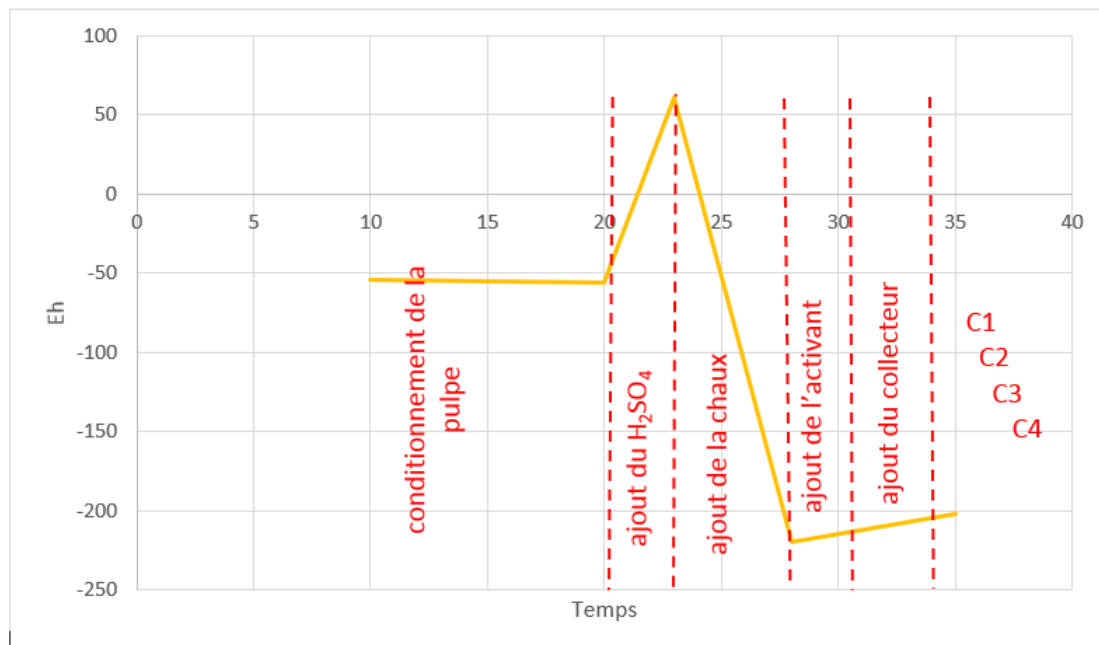


FIGURE 4.22: Variation de l'Eh en fonction du temps (Variation de l'activant)

Les graphes ci-dessus montrent que le pH initial de la pulpe est de 8, et est pratiquement stable pendant toute l'étape de stabilisation.

Après le conditionnement du pH, en utilisant le H_2SO_4 et la chaux, on remarque que la valeur du pH est légèrement affectée par la présence de l'activant et du collecteur.

On remarque aussi que le potentiel d'oxydoréduction de la pulpe augmente brusquement, d'une valeur de -50 mV jusqu'à une valeur de $+50$ mV, après l'ajout du H_2SO_4 puis il diminue après l'ajout de la chaux pour atteindre une valeur de -220 mV, cela peut être expliqué l'oxygène a rapidement été consommé par l'oxydation des sulfures et le potentiel d'oxydo-reduction est lié à cette chute.

De même que pour le pH, le potentiel d'oxydoréduction (Eh) est influencé par la présence de l'activant et du collecteur, sa valeur augmente après l'ajout du $CuSO_4$ et du xanthate.

4.5 Conclusion

Dans ce chapitre nous avons étudié l'influence des différents paramètres affectant la flottation non sélective des sulfures présents dans les rejets de la mine de Kherzet Youcef.

Nous avons commencé par la variation des dosages du collecteur et de l'activant, afin de déterminer les concentrations permettant d'obtenir les meilleurs résultats.

Nous avons ensuite étudié la variation du pH ainsi que la granulométrie et leur influence sur la flottation des minéraux sulfureux.

Les résultats obtenus sont présentés dans le schéma qui suit :

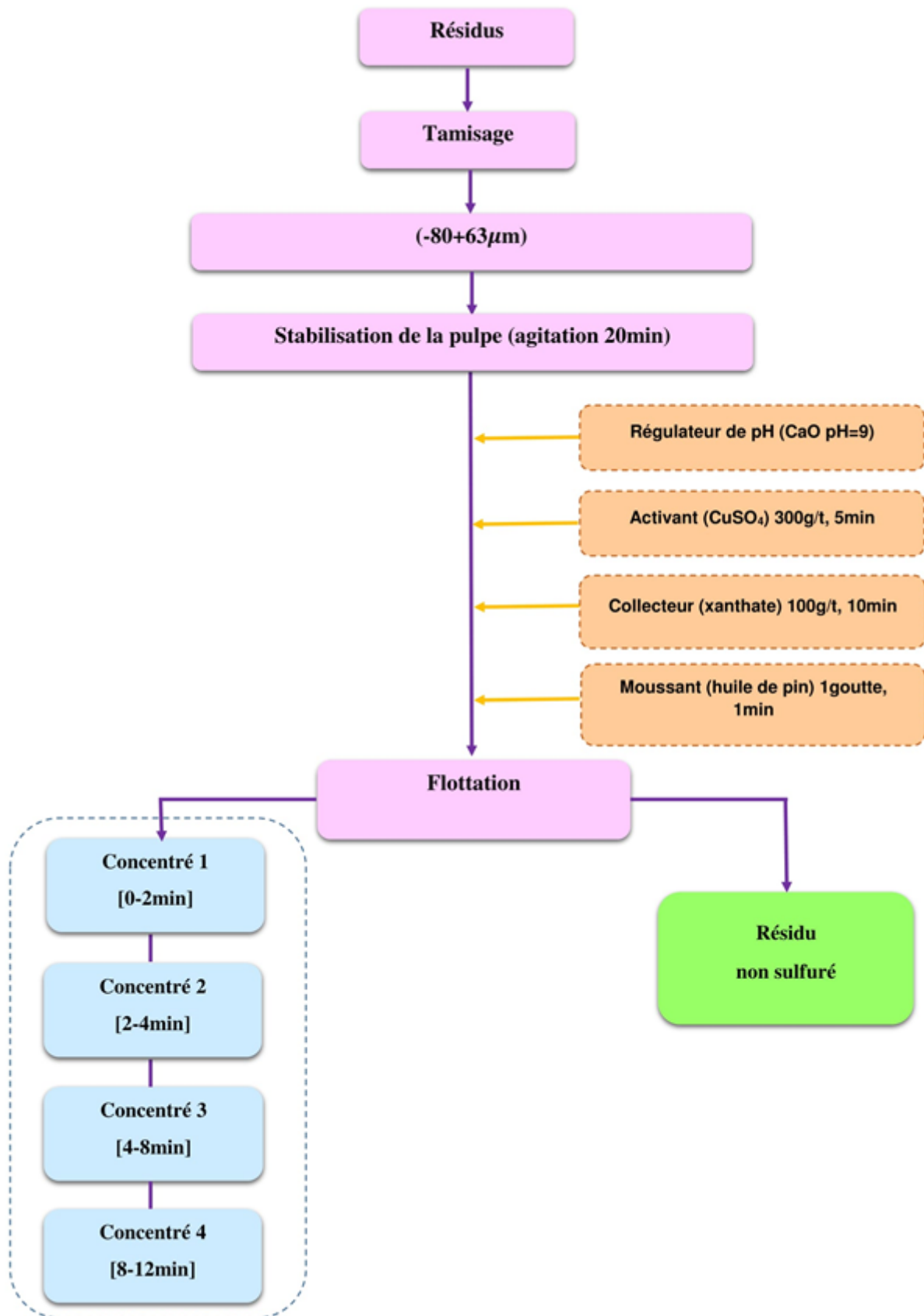


FIGURE 4.23: Schéma final proposé pour la flottation

Conclusion Générale et Perspectives

L'objectif principal de cette étude ayant pour thématique la désulfuration environnementale des rejets de la mine de KHARZET YOUCEF était d'établir un schéma de traitement de ces derniers par la méthode de flottation visant à réduire au maximum la quantité de sulfures présente au niveau de la digue de KHARZET YOUCEF.

Nous avons trouvé indispensable de commencer notre travail par une partie expliquant la principale problématique liée à l'existence des sulfures dans l'environnement, qui est en effet, la génération de drainage minier acide ou dans d'autres cas, la génération d'un drainage minier neutre contaminé, ces deux processus sont effectivement un réel danger pour l'environnement et leur production est influencée par plusieurs facteurs tels que, la composition chimique des stériles miniers et des résidus de concentrateur, la température et le type du milieu récepteur.

Par la suite nous avons présenté la zone d'étude afin d'identifier les différentes structures et installations ainsi que Les caractéristiques physiques de la zone et leurs impacts sur le milieu, en définitive on peut rappeler que l'usine de traitement abrite d'une laverie et une digue contenant les rejets de deux mines KHARZET YOUCEF et CHAABET ELHAMRA, se situant dans la zone de AIN AZEL au sud-est de SETIF, c'est une zone représentée par un ensemble de chainons ayant un climat semi-aride.

L'étape qui a suivie était de mettre en place la méthodologie à suivre durant notre étude ainsi que, les méthodes analytiques utilisées pour l'interprétation des résultats.

La partie expérimentale de notre travail portant essentiellement sur la méthode de flottation nous a permis de déterminer les valeurs optimales des paramètres affectant la désulfuration des rejets de la mine de KHARZET YOUCEF, en effet, nous avons trouvé que la flottation de ces derniers requiert une concentration de 100g/t de collecteur avec une activation des particules avec l'acide sulfurique et un activant à une concentration de 300g/t, un ph fixé à 9 et une classe granulaire entre 63m et 80m sont aussi recommandés pour la flottation des résidus de la mine de KHARZET YOUCEF.

Le choix des différents réactifs utilisés a été fait par rapport à des travaux antérieurs traitant des cas assez similaires, de ce fait, nous avons opté pour l'éthyl-xanthate en tant que collecteur, les sulfates de cuivre pour l'activation, l'acide sulfurique et la chaux pour la régulation et enfin l'huile de pin. Il faut noter que l'utilisation d'une flottation non sélective pour la désulfuration des rejets de KHARZET YOUCEF est une première, et ces travaux nous ont permis finalement d'élaborer un flow-sheet de traitement et de dépollution.

Pour terminer on peut dire que les résultats de cette étude ont été plus ou moins satisfaisants, néanmoins il manque quelques aspects qui auront participé à rendre ce travail plus complet, notamment des analyses chimiques afin de déterminer les pourcentages de

souffre présents dans les concentré retenus et les résidus rejetés.

Bibliographie

- [1] L. AITTOUCHEIK. « Etude géochimique des rejets du complexe minier de Kherzet Youssef (SETIF) et son impact sur l'environnement ». Thèse de doct. USTHB, Algérie, 2006.
- [2] Annie BÉLANGER. « ApPLICABILITÉ DE LA FLOTTATION EN COLONNE POUR LE TRAITEMENT DES SOLS ET DES SÉDIMENTS CONTAMINÉS: RÉCUPÉRATION DES PARTICULES FINES DE SPHALÉRITE, » mém.de mast. 2000.
- [3] ATHAMENA MALIKA. « Etude des ressources thermales de l'ensemble allochtone Sud Sétifien ». Thèse de doct. université de Batna, 2006.
- [4] BENABDERRAHMANE DJAMEL. « Valorisation du minerai polymétallique (Plomb/-Zinc) du gisement d'EL-ABED ». Mém.de mast. Ecole Nationale Polytechnique, 2010.
- [5] M BENZAAZOUA et M KONGOLO. « Physico-chemical properties of tailing slurries during environmental desulphurization by froth flotation ». In : *International Journal of Mineral Processing* 69.1 (2003), p. 221–234.
- [6] E. BOUABDALAH. « Valorisation de minerai sulfuré polymétallique d'El-abad ». Mém.de mast. Ecole Nationale Polytechnique, 2000.
- [7] Serge BOUCHARD. *Traitement du minerai: flottation, méthodes physiques*. Sainte-Foy, Québec: Éditions Le Griffon d'argile, 2001.
- [8] Dina BOUSDIRA. « Etude des impacts des activités d'exploitation des mines polymétalliques (Pb-Zn) sur l'environnement de la région de Kherzet Youssef (Wilaya de Sétif) ». Thèse de doct. Ecole nationale supérieure polytechnique, 2009.
- [9] A BOUTALEB. « Les minéralisations à Pb-Zn du domaine Sétifien-Hodna: Géologie, pétrographie des dolomies, microthermométrie et implications métallogéniques ». Thèse de doct. PhD Thesis, Statement in Mining Geology, IST, USTHB, Algeria, 2001.
- [10] JA BRIERLEY et CL BRIERLEY. « Present and future commercial applications of biohydrometallurgy ». In : *Hydrometallurgy* 59.2 (2001), p. 233–239.
- [11] « CENTRE D'EXPERTISE EN ANALYSE ENVIRONNEMENTALE DU QUÉBEC et MINISTÈRE DE L'AGRICULTURE, DES PÊCHERIES ET DE L'ALIMENTATION DU QUÉBEC, Détermination de la matière organique par incinération : méthode de la perte au feu (PAF), MA. 1010 – PAF 1.0, » in : *Ministère de l'Environnement du Québec* (2003).
- [12] Pascal CHARBONNEAU. « Analyse des pratiques de valorisation des rejets miniers ». Thèse de doct. Université de Sherbrooke, 2014.
- [13] Commission EUROPÉENNE. « recherche technique charbon, application des techniques de préparation des charbons au lavage des sols imprégnés d'hydrocarbures (lavage des sols contaminés) ». In : (1999).

- [14] Géraldine COSSET. « Comportement hydrogéologique d'une couverture monocouche sur des résidus miniers sulfureux: Essais en colonne et simulations numériques ». Thèse de doct. École Polytechnique de Montréal, 2009.
- [15] ENOF. *Exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaâbet-el-Hamra. Kherzet Youcef*. 2011.
- [16] J FINCH. « Column flotation ». In : *Pergamon Press plc(UK), 1991, (1991)*, p. 180.
- [17] François TURGEON. « Optimisation d'un procédé de flottation en colonne à des fins environnementales pour la récupération de particules fines et ultra fines de chalcopryrite. » Thèse de doct. Université du Québec, Institut national de la recherche scientifique, 2001.
- [18] JA HERBST et DW FUERSTENAU. « Scale-up procedure for continuous grinding mill design using population balance models ». In : *International Journal of Mineral Processing* 7.1 (1980), p. 1–31.
- [19] J GALÇON. « Recherches sur la géologie et les gîtes métallifères du Tell Sétifien, » in : *Nat. Publ. Serv. Géol. D'Algérie*. (1967).
- [20] R GUIRAUD. « Aperçu sur les principaux traits structuraux du Hodna et des régions voisines ». In : *Publ. Serv. géol. Algérie* (1971).
- [21] Abderrahmane HENNI. « Caractérisation minéralogique et géochimique des sphalérites de l Algérie ». In : *Bulletin du Service Géologique de l'Algérie* 6.2 (1996), p. 225–237.
- [22] S.D HUANG. *Preconcentration technâues for trace elements*. 1992.
- [23] René HUPPÉ. « Évaluation, optimisation et comparaison des cellules et des colonnes de flottation afin de retirer des contaminants organiques de sédiments portuaires. » Thèse de doct. Université du Québec, Institut national de la recherche scientifique, 2001.
- [24] NAM S MOO YOUNG M JAMESON G. J. « Physical fadors recovery rates in flËion»Minerals.ScœEngng ». In : 9.3 (1977), p. 103–118.
- [25] Aicha KHALFI et Chahinez TALEB. « CONTRIBUTION A L'ETUDE D'IMPACT ENVIRONNEMENTAL DE L'EXPLOITATI MINIERE SOUTERRAINE ET DE REJETS DE TRAITEMENT (Cas de la mine de Chaabet El-Hamra, Ain Azel, Wilaya de Sétif) ». Thèse de doct. 2015.
- [26] SW KITOBO. « Dépollution et valorisation des rejets miniers sulfurés du Katanga ». In : *Cas des tailings de l'Ancien Concentrateur de Kipushi* (2009), p. 1–3.
- [27] Villi Ivanovich KLASSEN et Vladimir Alekseevic MOKROUSOV. *An introduction to the theory of flotation*. Butterworths, 1963.
- [28] « @phdthesis31, title=Influence des propriétés superficielles de la pyrite sur la rétention de molécules organiques soufrées: application à la désulfuration des résidus miniers, author=Merchichi.A, year=2012, school=Ecole Nationale Polytechnique ». Thèse de doct.
- [29] MI OUCHENE. « Contribution à l'étude gitologique et géostatistique de la minéralisation à Pb-Zn de la mine de Chabat-El-Hamra ». Thèse de doct. USTHB, USTHB.
- [30] Belkacem TOUAHRI. « Géochimie et métallogénie des minéralisations à plomb et zinc du nord de l'Algérie ». Thèse de doct. Paris 6, 1987.
- [31] « Traitements et préventions des drainages acide provenant des résidus miniers ». In : *Etude réalisée dans le cadre du projet de recherche* (2001).

- [32] « Management of tailings and waste-rock in mining activities. In Union européenne. Mining waste ». In : *BAT reference document*. (2009).
- [33] Pascal CHARBONNEAU. « Analyse des pratiques de valorisation des rejets miniers ». Thèse de doct. Université de Sherbrooke, 2014.
- [34] Mathieu BRUNET. *Évaluation du comportement géochimique à long terme de rejets miniers à faible potentiel de génération d'acide à l'aide d'essais cinétiques*. 2006.
- [35] Tim NAPIER-MUNN et Barry A WILLS. *Wills' mineral processing technology: An introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery*. Elsevier, 2006.
- [36] René HUPPÉ. « Évaluation, optimisation et comparaison des cellules et des colonnes de flottation afin de retirer des contaminants organiques de sédiments portuaires. » Thèse de doct. Université du Québec, Institut national de la recherche scientifique, 2001.
- [37] *Cours de flottation*. 2015.
- [38] Pierre BLAZY. *La valorisation des minerais: manuel de minéralurgie*. Presses universitaires de France, 1970.
- [39] L ATTOUCHEIK. « Etude géochimique des rejets du complexe minier de Kherzet Youssef (SETIF) et son impact sur l'environnement ». In : *Mmoire de magistre, IST. USTHB, Algrie* (2006).
- [40] S.D HUANG. *Preconcentration technaues for trace elements chapitre 9*. 1992.
- [41] Raphaël MERMILLOD-BLONDIN. « Influence des propriétés superficielles de la pyrite sur la rétention de molécules organiques soufrées: application à la désulfuration des résidus miniers ». Thèse de doct. Vandoeuvre-les-Nancy, INPL, 2005.