

**RÉPUBLIQUE ALGÉRIENNE DÉMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTÈRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPÉRIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE**



Ecole Nationale Polytechnique
Ecole Doctorale « Ingénierie et Environnement »
Option
Mine et Environnement
Mémoire de Magister
Présenté par

MERCHICHI Amira

Ingénieur en aménagement du littoral (ENSSMAL)
Thème

**ETUDE GEOCHIMIQUE ET
TRAITEMENT DES REJETS DE LA
DIGUE PROVENANT DE LA MINE
DE KHERZET YUCEF ET
CHAABET EL HAMRA**

Soutenu publiquement le 22/12/2013 devant le jury composé de :

Présidente :	DIRAMCHI Karima	Maitre de conférences A	(ENP, Alger)
Rapporteur :	OULD HAMOU Malek	Maitre de conférences A	(ENP, Alger)
Examineurs :	SEBAI Amar	Professeur	(ENP, Alger)
	DJAGHLEL Mohammed	Professeur	(ENP, Alger)

Promotion Décembre 2013

REMERCIEMENTS

Avant tout, je dois remercier ALLAH qui m'a donné la volonté, la santé et la patience pour mener à terme ce travail.

Je souhaite remercier en premier lieu mon directeur de thèse, M. OULD HAMOU Malek d'avoir accepté de m'encadrer, Je lui suis reconnaissante pour le temps conséquent qu'il m'a accordé, ses qualités pédagogiques et scientifiques, sa franchise et sa sympathie. J'ai beaucoup appris à ses côtés et je lui adresse ma gratitude pour tout cela.

J'adresse de chaleureux remerciements à mon co-encadrant, M. BOUTALEB ABD ELHAK pour son attention de tout instant sur mes travaux, pour ses conseils avisés et son écoute qui ont été prépondérants pour la bonne réussite de ce mémoire. Son énergie et sa confiance ont été des éléments moteurs pour moi. J'ai pris un grand plaisir à travailler avec lui.

Je voudrais remercier Mme DERAMCHI Karima qui m'a fait l'honneur d'accepter la présidence de ce jury.

J'associe à ces remerciements M. DJAGHLEL Mohammed et M. SEBAI Amar, pour avoir accepté d'examiner mon travail.

Je désire grandement remercier tous les enseignants qui m'ont apporté leurs aides, et leurs soutiens. Particulièrement M.SAADA, M. LARACHI et Mme OUBRAHIM.

Je tiens à remercier le directeur et tout le personnel du complexe minier de Kherzet Youssef pour leur chaleureux accueil pendant les sorties sur le terrain.


J'exprime aussi ma profonde reconnaissance aux personnels des organismes pour leur précieuse aide :

- L'office National de la Recherche Géologique et Minière (ORGM, Boumerdès).
- Le Centre d'Etudes et de services Technologique de l'Industrie des Matériaux de Construction (CETIM, Boumerdès).
- L'entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles (ENOF, Alger).

- L'Agence Nationale des Ressources Hydriques (ANRH, Alger).
- L'Algérienne Des Eaux.

Qu'auraient été ces trois années passées au laboratoire sans la bonne compagnie de MEZIANI Mustapha, DJAAFAR Ahmed et l'arrivée de KAIS Amine que je tiens à les remercier profondément pour les bons moments que nous avons passé ensemble.

Enfin, merci aussi à tous mes amis, je leurs exprime également ma profonde sympathie et je leur souhaite beaucoup de réussite.



Dédicaces

Je dédie cet humble travail à la mémoire de ma mère qui m'est toujours la plus chère, que Dieu le miséricordieux ait pitié de son âme.

A mon père que j'aime par dessus tout

A la mémoire de ma sœur 'WAHIBA' j'aurai aimé qu'elle soit parmi nous.

A mes chers frères et soeurs

A mes adorables neveux et nièces

A mon oncle Mohamed ainsi qu'à tous (tes) mes cousins(nes).

A tous mes enseignants.

A tous(tes) mes amis(es).

A tous ceux que j'ai oublié involontairement.

AMIRA

SOMMAIRE

INTRODUCTION GENERALE	1
Partie I : Synthèse bibliographique	
Chapitre I : Les rejets dans l'environnement minier	
Introduction	3
I.1 Les déchets miniers	3
I.2 Les différents types de rejets	4
1. Les stériles francs de découverte	4
2. Les résidus d'exploitation (stériles de sélectivité)	5
3. Les résidus de traitement (tailings)	5
4. Autres types de résidu	5
I.3 Caractéristiques générales des métaux plomb et zinc	6
I.4 Impacts environnementaux des mines	10
I.4.1 Les principaux facteurs déterminants	11
I.4.2 Les principaux types d'impact environnemental :	12
I.4.3 Drainage minier	13
1. Méthode de caractérisation de DMA	16
2. Méthode de traitement de drainage minier	17
2.1 Enlèvement des sulfures	17
2.2 Barrières à l'oxygène	17
2.3 Recouvrements étanches et contrôle des infiltrations d'eau	18
Chapitre II : Flottation : Dépollution des rejets miniers	
II. 1 Historique	19
II.2 Définition et principe	19
II.3 Les principaux paramètres de la flottation	21
II.4 Les réactifs de flottation	22
II.5 Machines de flottation	25
II.5.1 Colonne de Flottation	25
II.5.2 Cellule de flottation	27
II.6 Types de Flottation des sulfures métalliques:	27
II.6.1 Flottation sélective	27
II.6.2 Flottation non sélective des résidus miniers	29

Chapitre III : Présentation de la zone d'étude

III.1	Situation géographique	31
III.2	Historique des travaux géologiques et miniers	32
III.3	Topographie, climat et réseau hydrographique	33
III.4	Cadre géologique	36
III. 4.1	La géologie locale	39
III.4.1.1	La mine de Chaabet El Hamra	39
III. 4.1.2	La mine de Kherzet Youcef	41
III.5	Minéralisation des mines Chaabet El Hamra et Kherzet Youcef	45
III.6.	Aperçu hydrogéologique	51
III.7	Les réserves géologiques	53
III.8.	Exploitation	56
III.9	Traitement du minerai	58

Partie II: Expérimentation

Chapitre IV : Méthodologie et protocoles analytiques

IV.	Caractérisation des résidus de la laverie	63
IV.1	Echantillonnage des résidus de la digue	63
IV.2	Préparations des échantillons avant l'analyse, norme AFNOR NF X 31-427	64
IV.3	Caractéristiques physiques	65
1.	Détermination de l'humidité résiduelle, norme AFNOR NF X 31-102 (1992)	65
2.	Poids volumique	66
3.	Détermination du pH	67
4.	Détermination de la teneur du carbonate	68
IV.4	Caractéristiques minéralogiques et chimiques des résidus de la digue	70
IV. 5	Caractérisation chimique	75
1.	Analyse granulométrique	75
2.	Analyse granulo-chimique	78
3.	Essais en colonnes de lixiviation	78
4.	Tests de caractérisation environnementale des rejets par mini cellule d'altération	80
5.	Protocoles des essais de flottation	82
5.1	Travaux de recherche sur la flottation des résidus	83
5.2	Travaux antérieurs sur le traitement de minerais sulfurés par flottation	83
5.3	Colonne de flottation	87

Chapitre V : Résultats et interprétation

V.1 Résultats de l'analyse granulométrique et granulochimique	88
V.2 Résultats des essais en colonnes	115
V.3 Résultats des essais de mini cellules d'altération :	120
V.4 Essais de valorisation par flottation	126
V.5 Flottation non sélective : dépollution.	143

CONCLUSION GENERALE

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

ANNEXE

ملخص

هذا العمل يعرض نتائج دراسة عن الجيوكيمياء والتخصيب ومعالجة مخلفات من مجمع المنجمي خزرات يوسف (سطيف) بواسطة التعويم. هذه البقايا هي من مخلفات استغلال منجم خزرات يوسف و منجم شعبة الحمراء. هذه المخلفات ليست مستقرة كيميائيا مما قد يجعلها مصدر تلوث البيئة المحيطة (التربة، والمياه الجوفية...) ويرجع ذلك إلى النقل والتسرب للعناصر الكيميائية (ETM) مثل الزرنيخ والكانميوم والنحاس والرصاص والزنك، و... هذا ما يؤكد نتائج اختبارات الارتشاح بالأعمدة الكانميوم ($38.36 \mu\text{g} / \text{لتر}$)، والكروم ($5 \mu\text{g} / \text{لتر}$)، والنحاس ($83.93 \mu\text{g} / \text{لتر}$) والنيكل ($43.46 \mu\text{g} / \text{لتر}$). للحد من هذه المشكلة البيئية لهذه المخلفات، اقترحنا التعويم كحل. الحل هو لتطهير تخفيض ETM وتانيا استعادة الرصاص والزنك. هذا النهج يبدأ مع تعويم انتقائية تم تعويم كامل مع تحديد جرعة جامع التعويم المثلى.

الكلمات الدالة: مخلفات، التعويم، الرشح، البنية، الجيوكيمياء، المناجم

RESUME

Ce travail présente les résultats d'une étude menée sur la géochimie, la valorisation et la dépollution des résidus miniers du complexe minier de Kherzet Youcef (W. Sétif) par flottation. Ces résidus sont les rejets de traitement des minerais de la mine Kherzet Youcef et de la mine Chabet El Hamra. Ces résidus présentent une certaine instabilité chimique qui est la source probable de la pollution du milieu environnant suite à la mobilité et à la dispersion d'éléments traces métalliques « ETM » tels que l'arsenic, le cadmium, le cuivre, le plomb, le zinc,.... Ce constat est confirmé par les analyses des lixiviats des essais de lixiviation en colonnes.

Pour réduire ce problème environnemental de ces résidus, nous avons proposé la solution de flottation. Cette solution consiste à dépolluer par la réduction des ETM et d'autre part la valorisation du Plomb et du Zinc.

Mots clés : Résidus miniers, Flottation, lixiviation, géochimie, environnement, mine

ABSTRACT

This work presents the results of a study on the geochemistry, recovery and remediation of tailings from mining complex Kherzet Youcef (Sétif) by flotation. These tailings are waste rock of mineral processing of ore Kherzet Youcef and Chaabet El Hamra mines. These residues have some chemical instability is the likely source of pollution of the surrounding environment due to the mobility and dispersion ETM (trace metals elements) such as arsenic , cadmium, copper, lead, zinc, ...This is confirmed by results of leaching tests columns.

To reduce this environmental problem of these residues, we proposed the flotation solution. The solution is to clean up the reduction of ETM and secondly the recovery of Lead and Zinc. This approach starts with selective flotation and flotation any overall optimizing the dosage of flotation collector.

Keywords: tailings, flotation, leaching, geochemistry, environmental, mine

LISTE DES ABREVIATIONS

AFNOR : Association Française de Normalisation

ANRH : Agence Nationale des Ressources Hydrauliques

DMA : Drainage Minier Acide

DNC : Drainage Neutre Contaminé

DRX : Diffraction aux rayons x

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

EREM : Entreprise Nationale de la Recherche Minière

ETM : Eléments Traces Métalliques

KAX: Amylxyanthate de potassium

KEX : Ethylxyanthate de potassium

L/S : Rapport liquide - solide

NNP : potentiel net de neutralisation

NP : potentiel de neutralisation

pH : potentiel d'hydrogène

SAA : Spectrophotométrie d'Absorption Atomique

UTM : Universal Transverse Mercator

LISTE DES FIGURES

Fig.1.1 :	Différents types de déchets miniers (<i>BRGM, 1997</i>)	4
fig.1.2 :	Cycle minier et rejets miniers correspondants	6
Fig.1.3 :	Spéciation du Zn^{2+} dans les eaux naturelles.	8
Fig.1.4 :	Champs de stabilité des minéraux de Pb (<i>Fergusson, 1990</i>).	9
Fig.1.5 :	Spéciation du Pb dans les eaux naturelles (<i>Stumm et Morgan, 1996</i>).	10
Fig.1.6 :	Facteurs déterminants le risque d'impact d'un rejet minier	11
Fig.1.7 :	Voie de mobilité dans l'environnement de polluants des rejets miniers	12
Fig.1.8 :	Schéma présentant les phases et de formation du DMA	13
Fig.1.9 :	Critère de classification des tailings sur base du rapport NP/AP	16
Fig II.1 :	Mécanismes de l'interaction bulle-particule (<i>Ralston et al, 1999</i>)	21
FigII.2:	Paramètres de flottation (d'après <i>Nagaraj, 1997</i>)	22
Fig II.4 :	Cellule de flottation Denver Sala type DR ouvert (<i>BLAZY, 2000</i>)	26
Fig II.3 :	Schéma d'une colonne de flottation (<i>Finch, 1990</i>)	27
Fig III.1:	Situation géographique de la zone d'étude	31
Fig III.2:	Réseau hydrographique du bassin versant Ain Azel (<i>ANRH, 2006</i>)	34
Fig III.3:	Situation de la zone d'étude dans le dispositif structural de la chaîne alpine	37
Fig III.4:	Colonne lithostratigraphique synthétique des monts du Hodna (<i>EREM, 1989</i>)	38
Fig III.5:	Carte géologique de la zone d'étude	39
Fig III.6:	Coupe schématique du gisement de Chabet- El- Hamra (<i>E.N.O.F, 2006</i>).	40
Fig III.7:	Colonne stratigraphique de la mine CEH .(<i>OUCHENE, 2010</i>)	41
Fig III.8:	Coupe géologique schématique de la région de Kherzet Youssef. (<i>Glaçon, 1956</i>)	42
Fig III.9:	Colonne stratigraphique de la mine Kherzet Youcef. (<i>Aittouchak, 2006</i>)	44
Fig III.10:	Minéralisation du gisement	49
Fig III.11:	Fragment de carotte de sondage S408 268m	50
Fig III.12:	Coupe hydrogéologique schématique de la région de Kherzet Youcef	53
Fig III.13:	Coupe montrant les ouvrages d'ouverture du gisement	56
Fig III.14:	Vue générale du complexe minier de Kherzet Youcef	58
Fig III.15:	Schéma technologique de traitement minerais zincifère du complexe	60
Fig III.16:	Schéma technologique de traitement plombo-zincifère	62
Fig IV.1 :	Plan d'échantillonnage appliqué	63
Fig IV.2 :	Schéma d'orientation des sous échantillons	64
Fig VI.3 :	Echantillonneur de type Retch	65
Fig IV.4 :	pH-mètre	67
Fig IV.5 :	Schéma représentant un calcimètre Bernard	69
Fig IV.6 :	Courbe représentant les teneurs des carbonates dans les rejets	70
Fig IV. 7:	Résultats de la composition minéralogique pour l'échantillon 01	72
Fig IV. 8:	Résultats de la composition minéralogique pour l'échantillon 02	73
Fig IV. 9:	Résultats de la composition minéralogique pour l'échantillon 03	74
Fig IV.10 :	Tamiseuse de type Retch	76

Fig IV.11:	Schéma d'une colonne de lixiviation	79
Fig IV.12 :	Colonnes de lixiviation	80
Fig IV.14:	Schéma résumant les essais en mini-cellule d'altération	82
Fig IV.15 :	Cellule de flottation (DENVER)	85
Fig IV.16 :	Broyeur à boulets	86
Fig IV.17:	Protocole des essais de valorisation des résidus	86
Fig IV.18 :	Protocole des essais de flottation non sélective des résidus	87
Fig IV.19	Colonne de flottation	
Fig V.1:	Courbe granulométrique de l'échantillon 01	90
Fig V.2:	Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 01)	91
Fig V-3:	Répartition des teneurs en Zn et en Pb (Echantillon 01)	93
Fig V.4:	Courbe granulométrique de l'échantillon 02	94
Fig V.5:	Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 02)	95
Fig V.6:	Répartition des teneurs en Zn et en Pb (Echantillon 02)	95
Fig V.7:	Courbe granulométrique de l'échantillon 03	98
Fig V.8:	Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 03)	98
Fig V.9:	Répartition des teneurs en Zn et en Pb (Echantillon 03)	100
Fig V.10:	Courbe granulométrique de l'échantillon 04	101
Fig V.11:	Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 04)	102
Fig V.12:	Courbe granulométrique de l'échantillon 05	104
Fig V.13:	Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 05)	104
Fig V.14 :	Courbe granulométrique de l'échantillon 06	106
Fig V.15 :	Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 06)	107
Fig V.16 :	Distribution granulométrique des échantillons	107
Fig V.17 :	Teneurs en Pb dans les classes (-0,6+0,5) et (-0,5+0,4)	108
Fig V.18 :	Teneurs en Pb dans les classes (-0,4+0,315) et (-0,315+0,25)	108
Fig V.19:	Teneurs en Pb dans les classes (-0,25+0,2) et (-0,2+0,16)	109
Fig V.20 :	Teneurs en Pb dans les classes (-0,16+0,125) et (-0,125+0,1)	109
Fig V.21 :	Teneurs en Pb dans les classes (-0,1+0,08) et (-0,08+0,063)	110
Fig V.22	Teneurs en Pb dans les classes (-0,063+0,05) et (-0,05+0,04)	111
Fig V.23 :	Teneurs en Pb dans la classe (-0,04 mm)	111
Fig V.24 :	Teneurs en Zn dans les classes (-0,6+0,5) et (-0,5+0,4)	111
Fig V.25 :	Teneurs en Zn dans les classes (-0,4+0,315) et (-0,315+0,25)	112
Fig V.26 :	Teneurs en Zn dans les classes (-0,25+0,2) et (-0,2+0,16)	

Fig V.27 :	Teneurs en Pb dans les classes (-0,16+0,125) et (-0,125+0,1)	112
Fig V.28 :	Teneurs en Zn dans les classes (-0,1+0,08) et (-0,08+0,063)	113
Fig V.29 :	Teneurs en Zn dans les classes (-0,063+0,05) et (-0,05+0,04)	113
Fig V.30 :	Teneurs en Zn dans la classe (-0,04)	114
Fig V.31:	Distribution de Cd dans les échantillons	115
Fig V.32 :	Distribution du Cuivre dans les échantillons	116
Fig V.33 :	Quantités du Nickel dans les échantillons	117
Fig V.34 :	Teneurs des métaux dans l'échantillon 01	117
Fig V.35 :	Teneurs des métaux dans l'échantillon 02	118
Fig V.36 :	Teneurs des métaux dans l'échantillon 03	118
Fig V. 37 :	Teneurs des métaux dans l'échantillon 04	119
Fig V. 38:	Teneurs des métaux dans l'échantillon 05	119
Fig IV.39 :	Teneurs des métaux dans l'échantillon 06	120
Fig V.40 :	Résultats du pH dans les eaux issues des essais en mini-cellules d'altération	121
Fig V.41 :	variation du pH dans les trois échantillons	122
Fig V.42:	Résultats de Eh dans les eaux issues des essais en mini-cellules d'altération	123
Fig V.43 :	Schéma de valorisation de plomb et du zinc	126
Fig V.44 :	Rendement pondéral dans le concentré Pb en fonction de la quantité de collecteur	129
Fig V.45 :	Rendement pondéral dans le concentré Zn en fonction de la quantité de collecteur	130
Fig V.46 :	Rendement pondéral dans le concentré Pb en fonction de la quantité de collecteur	132
Fig V.47 :	Rendement pondéral dans le concentré Zn en fonction de la quantité de collecteur	133
Fig V.48 :	Rendement pondéral dans le concentré Pb en fonction de la quantité de collecteur	135
Fig V.49 :	Rendement pondéral dans le concentré Zn en fonction de la quantité de collecteur	135
Fig V.50 :	Rendement de poids en fonction de la quantité de l'activant dans les deux concentrés du zinc	139
Fig V.51:	Rendement pondéral en fonction de la quantité de déprimant dans les concentrés Zn	140
Fig V.52 :	Schéma de valorisation de plomb et du zinc par flottation	141
Fig V.53 :	Schéma de valorisation du zinc par flottation	142
Fig V.54 :	Schéma global de dépollution des résidus	143
FigV.55:	Flottation par activation des résidus par H ₂ SO ₄	144
Fig V.56 :	Flottation par étage	145
Fig V.57 :	Flottation avec contrôle et sans activation par un traitement acide	147

Fig V.58:	Flottation avec contrôle et avec activation par un traitement acide	147
Fig V.59 :	Flottation sans contrôle et sans activation	148
Fig V.60 :	Flow sheet proposé de traitement et dépollution des résidus miniers de laverie Kherzet Youcef	149

LISTE DES TABLEAUX

Tab II.1 :	Principaux collecteurs des minéraux sulfurés (R = radical aliphatique)	23
Tab II.2 :	Principaux moussants de flottation (Blazy, 2000).	25
Tab III.1 :	Caractéristiques physiques du sous bassin versant d'Ain Azel	35
Tab III.2 :	Réserves géologiques du gisement de CEH (EREM, 2011)	54
Tab III.3 :	Réserves géologiques du gisement de CEH (expertise SIDAM)	54
Tab III.4 :	Réserves géologiques en fonction des teneurs de coupure	55
Tab III.5 :	Nouveau calcul des réserves (ENOF, 1996)	55
Tab III.6 :	Réserves géologiques et exploitable de la mine Kherzet Youcef	56
Tab IV.1 :	Coordonnées des points de prélèvement des six échantillons.	63
Tab IV.2 :	Résultats de l'état d'humidité des rejets de la digue	66
Tab IV.3 :	Les résultats de la densité	67
Tab IV.4 :	Résultats présentant le taux de carbonates	69
Tab IV.5 :	Composition minéralogique de la digue	71
Tab IV.6 :	Granulométrie des six échantillons de la digue	77
Tab IV.7 :	Réactifs de flottation	84
Tab V.1 :	Analyse granulométrique de l'échantillon 01	89
Tab V.2 :	caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon	90
Tab V.3 :	Teneur en plomb et en zinc	92
Tab V.4 :	Analyse granulométrique de l'échantillon 02	93
Tab V.5 :	Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 02	94
Tab V.6 :	Analyse granulochimique de l'échantillon 03	96
Tab V.7 :	Analyse granulométrique de l'échantillon 03	97
Tab V.8 :	Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 03	98
Tab V.9 :	Teneurs en plomb et zinc dans l'échantillon 03	99
Tab V.10 :	Analyse granulométrique de l'échantillon 04	101
Tab V.11 :	Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 04	102
Tab V.12 :	Analyse granulométrique de l'échantillon 05	103
Tab V.13 :	Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 05	104
Tab V.14 :	Analyse granulométrique de l'échantillon 06	105
Tab V.15 :	Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 06	106
Tab V.16 :	Résultats d'analyse des différents lixiviats	115
Tab V.17 :	Analyses électrochimiques (pH et Eh) des lixiviats	124
Tab V.18 :	Régime de flottation	127
Tab V.19 :	Influence de la quantité de collecteur dans le concentré Pb pour la fraction (>200µm)	129
Tab V.20 :	Influence de la quantité de collecteur dans le concentré Zn pour la fraction (>200µm)	129
Tab V.21 :	Influence de la quantité de collecteur dans le concentré Pb pour la fraction (-200+100)µm	132

Tab V.22 : Influence de la quantité de collecteur dans le concentré Zn pour la fraction (- 200+100)µm	132
Tab V.23 : Influence de la quantité de collecteur dans le concentré Pb pour la fraction (<100)µm.	134
Tab V.24 : Influence de la quantité de collecteur dans le concentré Zn pour la fraction (<100)µm.	135
Tab V.25 : Résultats de la flottation de l'essai 01 :	137
Tab V.26 : Résultats de la flottation de l'essai 02	137
Tab V.27 : Résultats de la flottation de l'essai 03	138
Tab V.28 : Résultats de la flottation de l'essai 04	138
Tab V.29 : Rendement pondéral du zinc en fonction de la quantité de l'activant (CuSO ₄)	138
Tab V.30 : Rendement pondéral de plomb en fonction de la quantité de déprimant (ZnSO ₄)	139

Introduction générale

L'Algérie regorge des ressources minérales diverses (Or, phosphate, fer, plomb, zinc, uranium...) distribuées en gisements et mines. L'exploitation et l'enrichissement des minerais de ces mines, généreront certainement des profits économiques, mais de grandes quantités de rejets solides et liquides ; comme c'est le cas du complexe minier de Kherzet Youcef (région Ain Azel, wilaya de Sétif), traitant par flottation des minerais exploités de deux gisements : gisement plomb-zincifère de Kherzet Youcef et gisement zincifère de Chaabet EL Hamra. En effet, Ce complexe a produit de grandes quantités de résidus stockés en surface.

Un des problèmes environnementaux auquel fait face l'activité minière découle des résidus miniers (Benzaazoua et al., 1999), dont le contact avec l'air et l'eau, entraîne l'oxydation de leurs minéraux, la formation du drainage, ainsi que la mobilité des ETM dans l'environnement.

Au cours des dernières années, des études de recherche ont été menées afin de maîtriser les problèmes environnementaux générés par les résidus (Kitobo, 2009), de limiter leurs impacts par l'application de méthodes contrôlant la contamination provenant de ces résidus. De plus, des études géochimiques ont été menées afin de maîtriser les mécanismes régissant la géochimie des ETM dans différentes conditions

Les travaux de recherche accomplis (Belkhiri ,2011 ; Aitouchak, 2006) portant sur les eaux souterraines, les sols et les sédiments des oueds de la plaine Ain Azel, confirment la pollution de la région. A ce constat, nous avons mené la présente étude pour connaître l'impact de l'activité minière en général, en particulier, le comportement géochimique et le traitement des résidus de ce complexe minier.

Les objectifs de cette étude sont :

- La caractérisation chimique et minéralogique des résidus ;
- La lixiviation en colonne et en mini-cellule des résidus ;
- Les essais d'enrichissement et dépollution par flottation.

Outre l'introduction et la conclusion générale, notre travail se subdivise en deux grandes parties comprenant en tout 5 chapitres. La première partie, essentiellement bibliographique, comprend 3 chapitres :

Introduction générale

- le premier présente l'environnement minier : les différents types des rejets miniers, leurs impacts environnementaux et les méthodes appliquées ;
- le deuxième concerne la flottation comme méthode de valorisation et de dépollution des rejets miniers ;
- le troisième présente la région d'étude ;

Dans la seconde partie, essentiellement expérimentale, sont présentés :

- la description des matériels et méthodes utilisées pour les expérimentations ;
- les résultats et discussions des analyses granulochimiques, DRX
- les résultats et discussions des tests de lixiviation en colonnes et en mini cellule d'altération.
- les résultats et discussions se rapportant aux essais de flottation.

Introduction

L'industrie minière génère des rejets de différents états (solide, liquide, gaz), pourront porter atteinte à différents éléments de l'environnement, en particulier l'eau, les sols, le paysage, la végétation et l'homme. Il existe plusieurs études et recherche sur l'environnement minier, traitant les différents types et nature de rejets miniers et leurs impacts.

Cependant, nous allons considérer ci-après seulement les rejets miniers solides et leurs principaux types d'impacts sur l'environnement.

I.1 Les déchets miniers

Les déchets miniers sont des matériaux naturels ou artificiels générés par les étapes du cycle minier (recherche, exploitation ou traitement). Ces résidus solides généralement déposés en surface formant des ouvrages de stockage qui sont aujourd'hui un des enjeux majeurs des phases de fermeture et post-fermeture d'une mine.

Le déchet minier a souvent des impacts sur l'environnement dont sa nature et son importance seront fonction de :

- Sa quantité totale.
- Ses caractéristiques chimiques et minéralogiques.
- Ses caractéristiques physiques.
- La méthode de stockage et sa localisation dans un contexte environnemental donné.

De plus, il dépend des caractéristiques de la mine en particulier par :

- La substance exploitée.
- La nature du gisement (type de minéralisation primaire et secondaire)
- Sa taille et la méthode d'exploitation utilisée.
- Les caractéristiques des roches encaissantes.
- Les procédés de traitement du minerai employés et les réactifs utilisés.
- Sa localisation dans un contexte environnemental particulier (hydrogéologique, hydrologique, physiographique..).

I.2 Les différents types de rejets

Nous pouvons classer les principaux types de résidus miniers en quatre grands groupes : (BRGM, 1997).

- Les stériles francs de découverte et /ou de traçage de galerie.
- Les résidus d'exploitation (stériles francs et/ou stériles de sélectivité minéralisés).
- Les résidus de traitement (rejets de l'usine de concentration).
- Les autres résidus (scories de grillage ou de fusion du minerai).

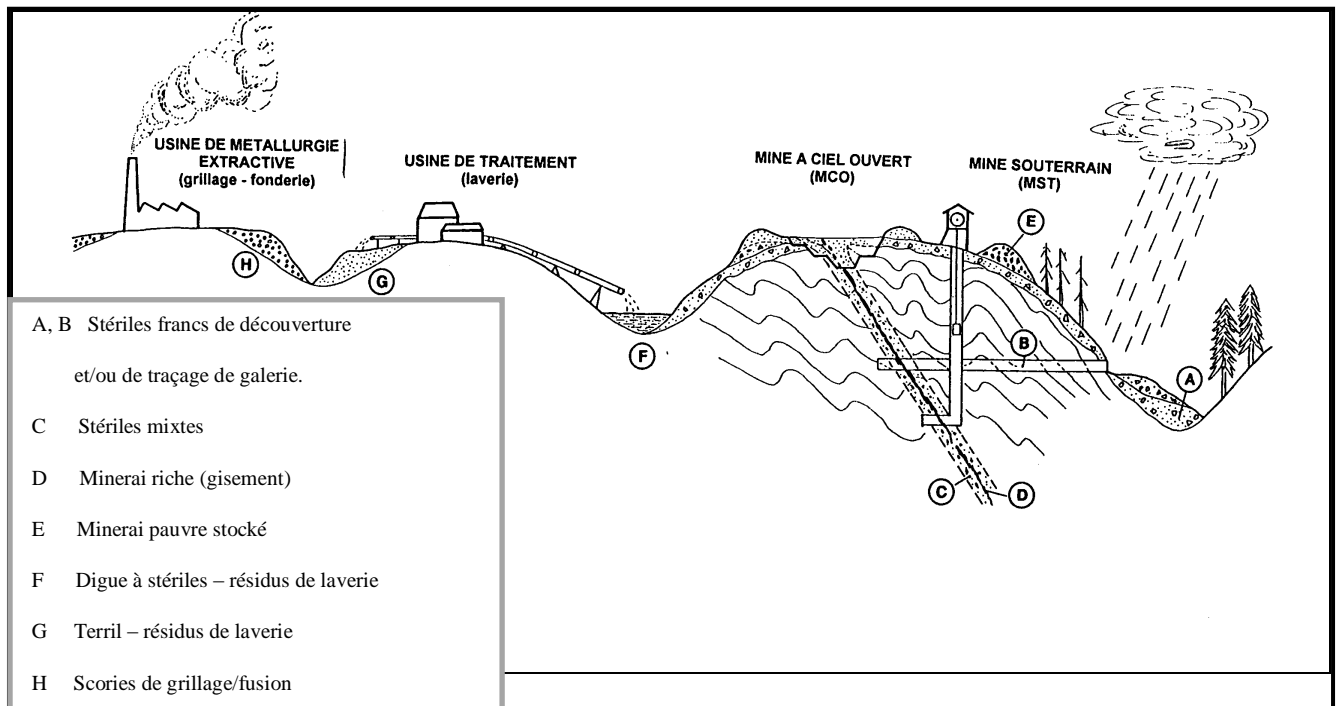


Fig. 1.1 : Les différents types de déchets miniers (BRGM, 1997)

1. Les stériles francs de découverte

Ce sont les sols et morts terrains qui recouvrent le minerai, décapés à l'étape de découverte d'une exploitation à ciel ouvert, ou les matériaux stériles extraits lors des travaux de développement d'une exploitation souterraine

Ces résidus contiennent, en règle générale, des teneurs faibles en métaux et en éléments de l'ordre de grandeur de l'anomalie géochimique produite par les phénomènes de dispersion naturelle, remaniement mécanique ou diffusion chimique des métaux du minerai dans sa roche encaissante. D'une certaine façon, ses caractéristiques physiques et chimiques ne se différencieront pas de celles des matériaux qui auront été remaniés lors de la construction d'un ouvrage d'art (autoroute, tunnel, barrage, etc) dans le même contexte régional.

2. Les résidus d'exploitation (stériles de sélectivité)

Dans l'étape d'exploitation, l'objectif principal sera la sélection entre le minerai économiquement rentable et le minerai pauvre non économique dans un tel contexte. Ce minerai pauvre pourra être stocké sur place, dans l'attente d'un traitement éventuel si les cours du métal venaient à monter.

En effet, la teneur des réserves géologiques conditionnera également la technique d'exploitation, donc le volume, la nature et l'importance des résidus d'exploitation.

3. Les résidus de traitement (tailings)

La valorisation du minerai vendable consiste à effectuer plusieurs opérations d'enrichissement. Ces opérations produisent plusieurs types de solides : l'un enrichi en substances valorisables appelé le *concentré* et un ou plusieurs qui en sont appauvris appelé la *gangue*. Cette gangue représente les résidus qui sont généralement constitués de particules finement broyées, de sables fins et limons, souvent resédimentés dans des bassins de décantation retenus par des digues à résidus (tailingdumps) ou déposés en terril.

Les résidus et les boues issus d'une laverie conventionnelle correspondent à un matériau contenant entre 40 et 70% de liquide et de 30 à 60% de solide. Ils contiennent fréquemment des teneurs significatives en éléments accompagnateurs ou en minéraux secondaires tels que les sulfures de fer, d'arsenic et leurs produits d'oxydation (sulfates, oxyhydroxydes...). Ils peuvent contenir également des concentrations résiduelles non négligeables en réactifs (ex : phosocrésols, xanthates, cyanures, mercure...) utilisés pour la séparation et la concentration en métaux valorisables.

Les résidus de lixiviation sont formés, parfois sur une surface de plusieurs hectares, par des tas de minerais broyés ou concassés dont on a extrait les métaux par lixiviation (heap leaching par cyanuration pour les métaux précieux, « dump leaching » par utilisation d'acide pour le cuivre et l'uranium).

4. Autres types de résidu

Dans certains anciens sites d'exploitations polymétalliques (fer, cuivre, étain, plomb/zinc, or...), le minerai ou concentré était grillé ou fondu sur place pour éliminer certains composants (sulfures, par exemple) afin d'arriver à un produit marchand de qualité. Dans ces cas, les rejets sont soit des suies ou des scories.

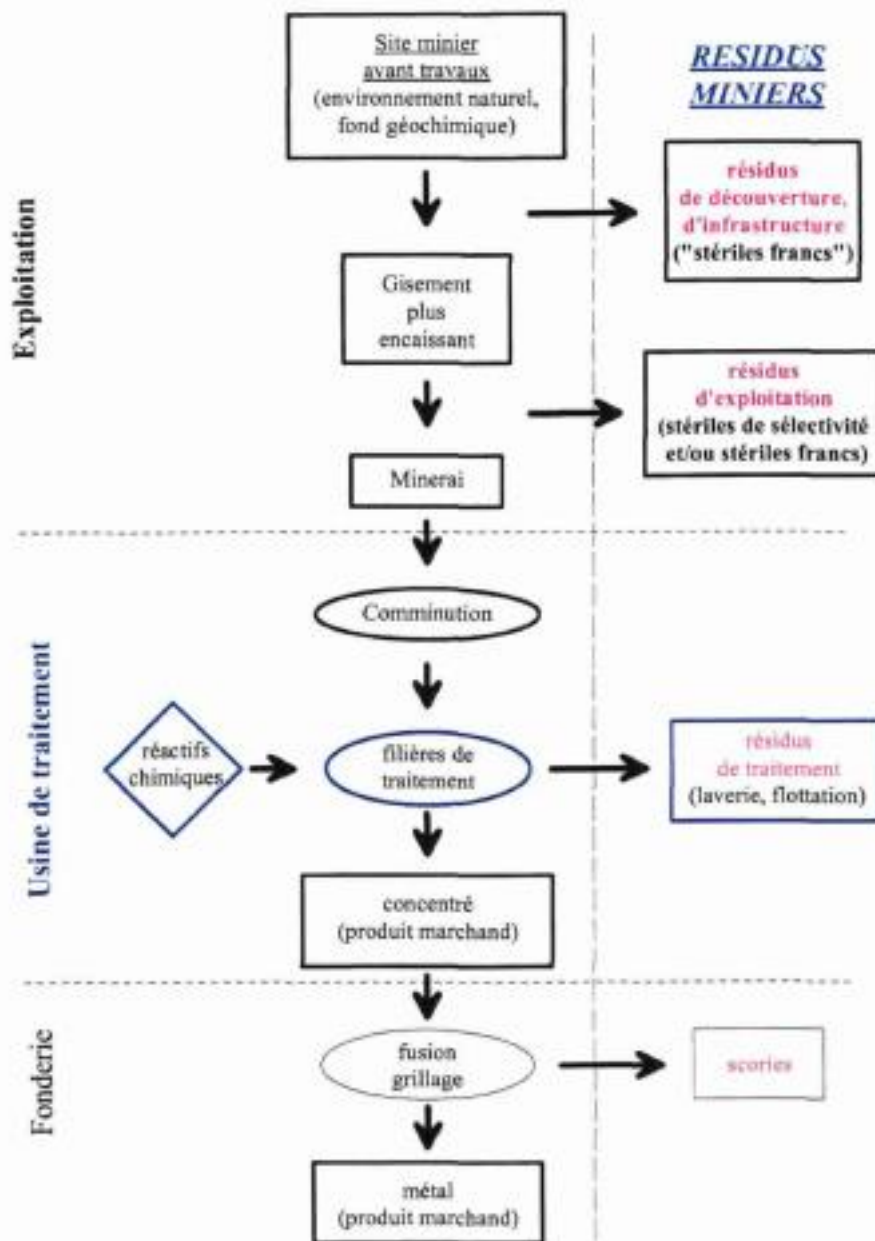


Fig I.2 : Le cycle minier et les rejets miniers correspondants (BRGM, 1997).

I.3 Caractéristiques générales des métaux plomb et zinc

Les métaux lourds ou éléments traces métalliques se trouvent dans la croûte terrestre. Ce sont des constituants naturels dans les roches et dans les gisements minéraux. Généralement, ces éléments sont présents à de faibles teneurs (à l'état de traces, moins de 0.1%) dans les sols, les sédiments, les eaux de surface et les organismes vivants.

Ces faibles concentrations en métaux lourds constituent le fond géochimique d'un certain environnement. Ce fond qui se définit par *la teneur naturelle ou originelle en éléments traces dans un sol en absence de tout processus d'apport ou d'exportation vers ou hors d'un site considéré*.

Toutefois, des facteurs anthropiques comme l'activité minière, peuvent générer une augmentation considérable des concentrations en métaux dans les eaux et les sédiments de la région affectée, alors dans ce cas ces éléments peuvent être considérés comme des éléments majeurs dans le milieu étudié.

Dans ce qui suit, nous détaillerons certains métaux existant dans la région d'étude :

Le Zinc

Le zinc est un élément chimique, de symbole Zn et de numéro atomique 30. Le zinc est un métal, moyennement réactif, qui se combine avec l'oxygène et d'autres non-métaux, et qui réagit avec des acides dilués en dégageant de l'hydrogène. L'état d'oxydation unique du zinc est +2 (appelé ion zincique), ainsi la géochimie du zinc est relativement peu complexe et l'on note un comportement chalcophile assez marqué par une association fréquente avec le soufre (Kadouche, 2013).

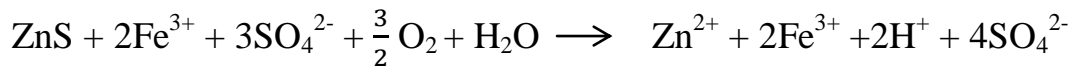
Les sources naturelles de zinc dans la nature sont l'altération de roches (56%), le volcanisme (22%) et la végétation. Cependant, Nriagu (1991 ; 1996) a calculé que ces sources naturelles ne représentent qu'environ 7% des émissions totales de cet élément dans l'environnement, étant donné que la production et le traitement de minerai, ainsi que les activités industrielles représenteraient 75% et 18% respectivement, des émissions du Zn dans le milieu naturel.

Le minerai le plus utilisé est le sulfure de zinc appelé blende ou sphalérite (ZnS). Le mot blende, désormais abandonné dans la littérature minéralogique, provient du mot allemand *blenden* : «éblouir, tromper» (Anonyme, 2007).

Ce sulfure le plus répandu dans la lithosphère cristallise dans le système cubique. Dans la nature, la sphalérite est associée à d'autres sulfures, comme la galène (sulfure de plomb, PbS). La wurtzite a la même composition chimique mais cristallise dans le système hexagonal : c'est le polymorphe à haute température de ZnS (Hurlbut Jr. et Klein, 1982). L'altération des sulfures par oxydation produit la libération de l'ion zincique :



L'oxydation de la sphalérite ne génère théoriquement pas d'acidité (Jennings *et al.*, 2000), cependant Zn est très souvent substitué par Fe dans les sphalérites. Dans ce cas, leur oxydation, libère de l'acidité (Dold, 1999). D'autres cas de génération d'acidité peuvent provenir des oxydations par des drainages acides.



Le cation libre Zn^{2+} prévaut dans les eaux de surface pour les conditions environnementales de pH au-dessous 8 (voir figure ci-dessous) tandis que l'espèce neutre ZnCO_3 (smithsonite) est abondant dans les eaux à pH supérieur à 8 (Stumm et Morgan, 1996). Sous l'ancien vocable de calamine, on trouve ce carbonate de zinc (smithsonite) et l'hémimorphite (silicate de zinc, $\text{Zn}_4\text{Si}_2\text{O}_7(\text{OH})_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$).

Les deux minéraux peuvent être associés, et le premier était une des premières sources exploitées pour l'obtention de Zn. En outre, quand les eaux sont acides, Zn va être complexé avec les sulfates (SO_4^{2-}). Si les conditions environnementales sont extrêmes en acidité ou en évapotranspiration, elles peuvent provoquer la précipitation de sels sulfatés (Jambor *et al.*, 2000 ; Swedlund et Webster, 2001).

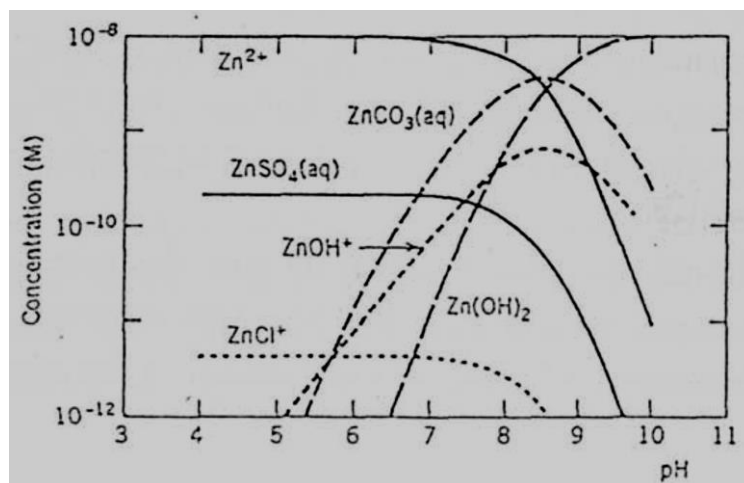


Fig I.3 : Spéciation du Zn^{2+} ($1 \cdot 10^{-8} \text{ M} \sim 635.8 \mu\text{g/l}$) dans les eaux naturelles ($\text{C T } 2 \cdot 10^{-3} \text{ M}$) selon Stumm et Morgan (1996).

✚ Le Plomb (Pb)

Le plomb est un élément chimique de la famille des cristallogènes, de symbole Pb et de numéro atomique 82. Le plomb est un produit de la désintégration naturelle de l'uranium.

Le Pb natif est rare, et dû à son caractère chalcophile il est associé au gisement de sulfures ; on l'extrait de sa source minérale principale, la galène (PbS) qui en contient 86.6% en poids, mais aussi des minerais associés aux Zn (la sphalérite), à l'argent et le plus abondamment au cuivre. D'autres variétés communes sont la cérusite (PbCO₃) et l'anglesite (PbSO₄). La stabilité de ces minéraux est régie par les conditions environnementales.

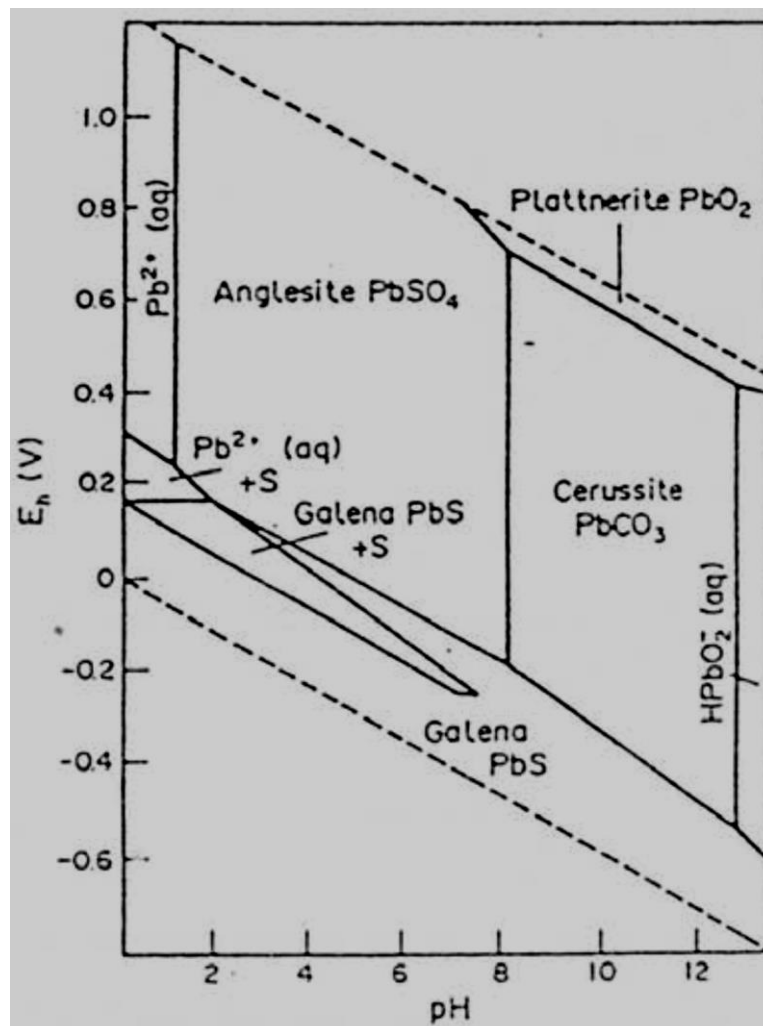


Fig I.4 : Champs de stabilité des minéraux de Pb (Fergusson, 1990).

Pb a deux états d'oxydation 2+ et 4+. L'état tétravalent est un très fort oxydant, mais il n'est pas fréquent dans l'environnement, en revanche l'état divalent est le plus stable dans l'environnement (Jambor *et al.*, 2000). Pb²⁺ en solution dans les eaux naturelles va être complexé par les carbonates, parce que ces eaux se trouvent en général dans un domaine de

pH entre 6 à 8 unités. Toutefois dans les eaux acides, Pb sera associé aux sulfates (PbSO_4^0), alors que pour des pH élevés (plus de 8 unités) Pb se trouvera sous forme complexe avec des hydroxydes I. Toutefois, la spéciation peut varier de manière importante en fonction des concentrations en chlore et phosphore (Nriagu, 1978).

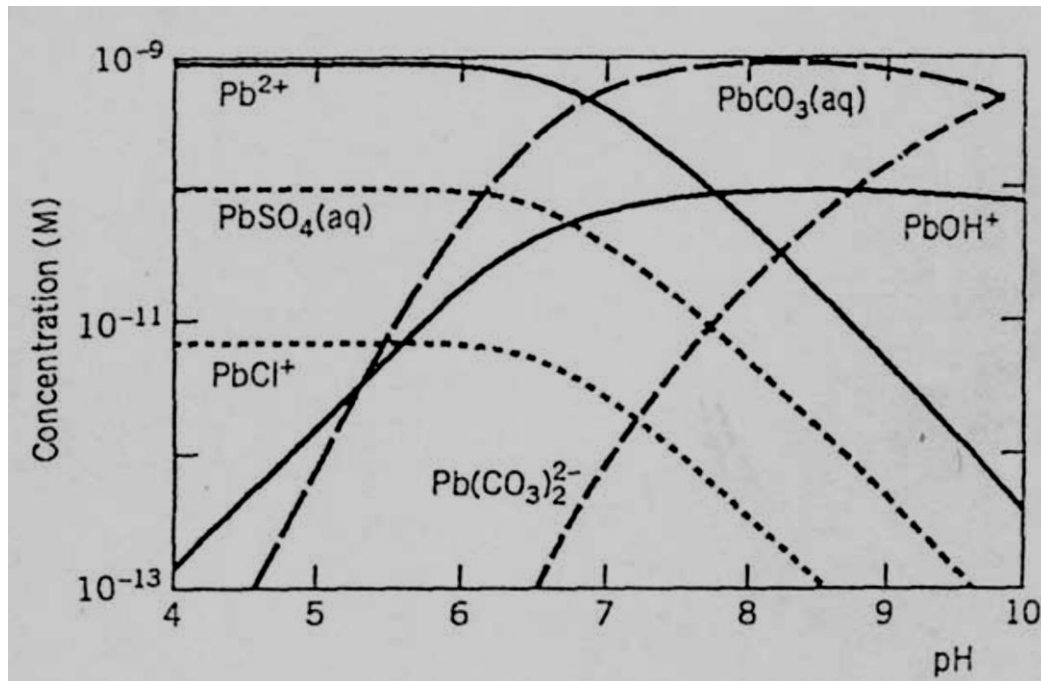
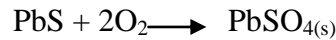


Fig I.5 : Spéciation du Pb dans les eaux naturelles (Stumm et Morgan, 1996).

Les apports naturels de plomb dans l'environnement ne représentent qu'environ 4% des émissions totales et se font essentiellement sous forme inorganique (Nriagu, 1978).

Les émissions de cet élément sont donc notamment liées à des activités anthropiques, l'industrie minière, la métallurgie et la sidérurgie représentant environ 80% des émissions de Pb dans l'environnement (Bouchereau, 1992 ; Nriagu, 1988).

I.4 Impacts environnementaux des mines

L'exploitation des ressources minérales et leur traitement produisent une grande quantité de rejets solides tels que les roches stériles, les résidus de traitement et les boues de traitement des effluents ; ceux-ci ont forcément un impact sur l'environnement. Il est évident que chaque site minier pourrait avoir des impacts différents par rapport à un autre.

I.4.1 Les principaux facteurs déterminants

Les impacts environnementaux d'un résidu minier sont souvent le résultat de combinaison de la mobilité dans l'espace des particules solides et la potentielle capacité polluante de ses composants chimiques.

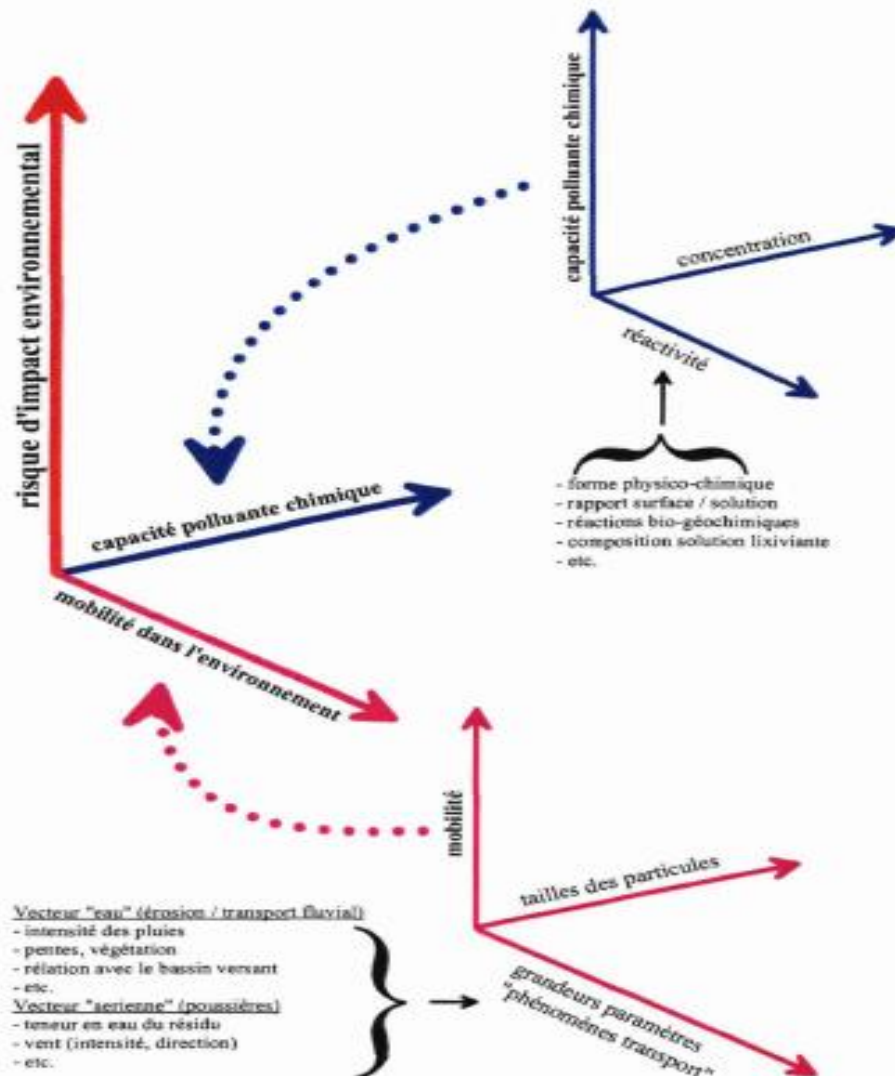


Fig I.6 : Facteurs déterminants le risque d'impact d'un rejet minier

En effet, les propriétés physiques (granulométrie, répartition, stabilité géotechnique ...) et les propriétés chimique d'un rejet miniers sont très différentes de celles du système naturel sol/végétation du site, peuvent rendre le rejet plus mobile dans l'environnement ou d'agir comme source de contamination chimique.

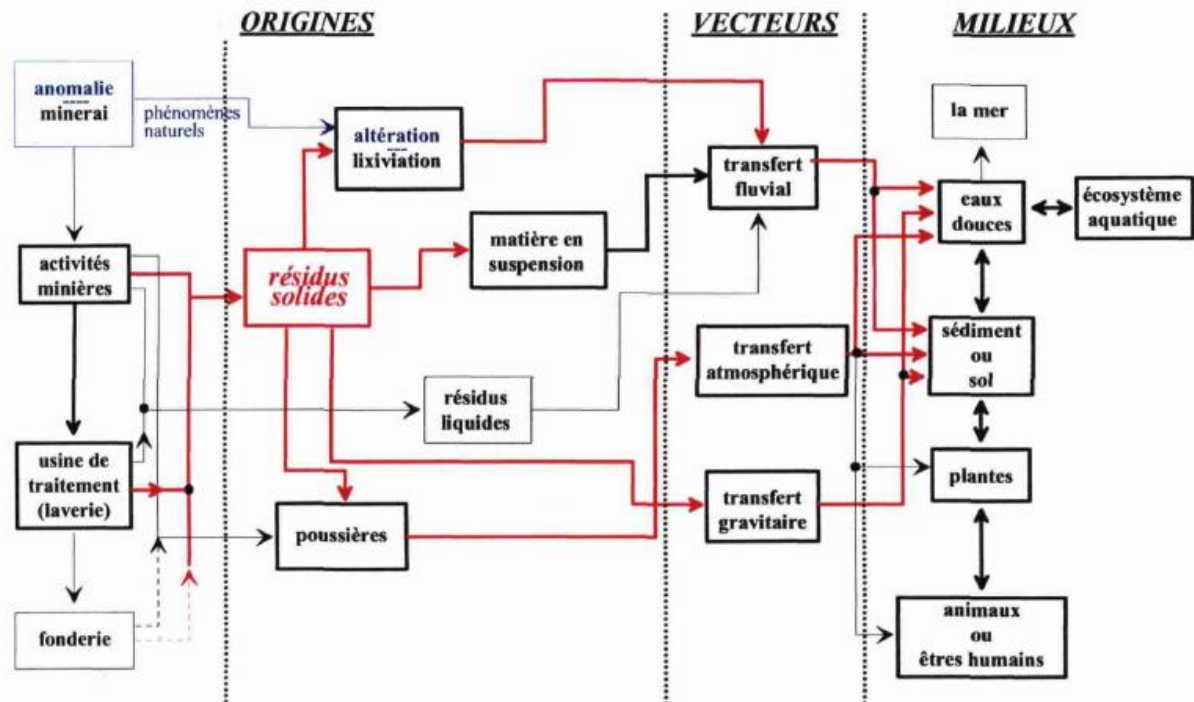


Fig I.7 : Voie de mobilité dans l'environnement de polluants des rejets miniers solides

Pour la capacité polluante chimique, elle dépend de :

- La nature et la forme chimique des éléments et contaminants présents dans le résidu ;
- La quantité et la réactivité des polluants dans les rejets ;
- La nature et forme chimique des composés polluants produits.

I.4.2 Les principaux types d'impact environnemental

Dans le cas d'un rejet ne possédant pas de réactivité chimique, les impacts se limiteront surtout à ceux liés au transport. Dans ces cas, les principaux impacts éventuels des rejets sont :

- Augmentation de la quantité des sédiments dans les cours d'eau, suite à leur érosion par les eaux de ruissellement ;
- Dégradation des paysages ;
- Poussières.

Dans le cas de rejets ayant des composés chimique potentiellement polluants, on peut ajouter à ceux cités auparavant :

- Contamination chimique des eaux de surface et/ou souterraines, comme le drainage minier acide...
- Transport de matières solides contaminées dans les sols des versants ou les alluvions

Durant notre recherche bibliographique, l'impact le plus étudié est celui de drainage minier acide DMA. Il est utile alors de donner une synthèse sur DMA.

I.4.3 Drainage minier

On peut définir le drainage minier comme étant le résultat de la circulation des eaux tant de surface que souterraines à travers les composantes d'un site minier (parcs à résidus, haldes à stériles, galeries de mine, etc.).

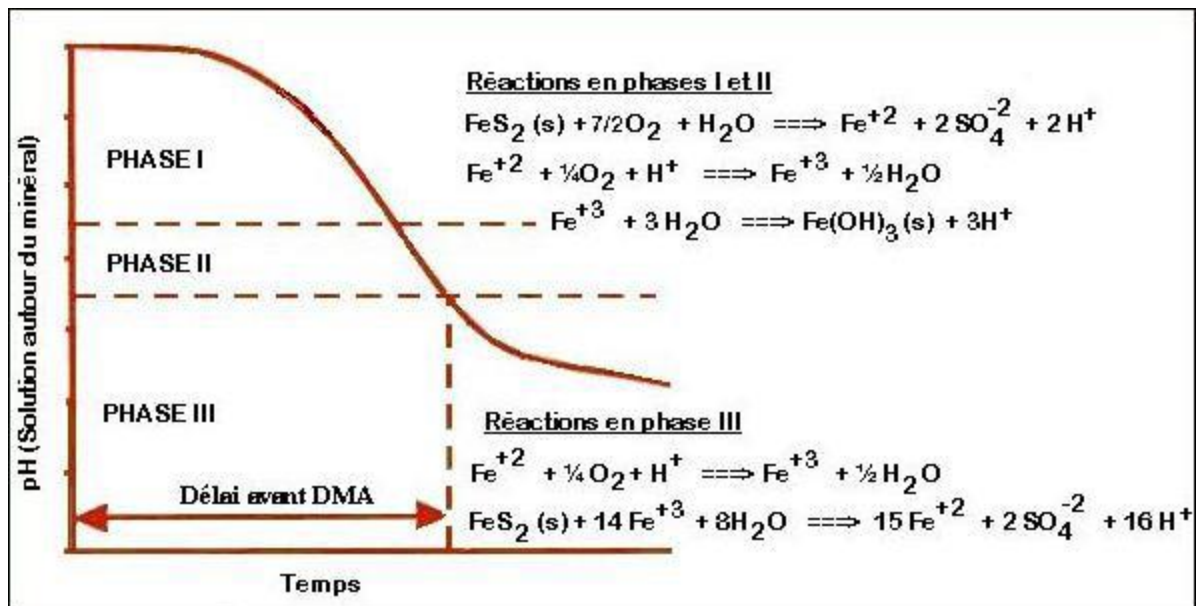


Fig I.8 : Schéma présentant les phases et équations de formation du DMA en fonction du temps et du pH de l'eau (d'après Kleinman et al, 1981, et tiré de Aubertin et al., 2002)

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

Les deux types de drainage qui sont une source de préoccupation environnementale, sont le drainage minier acide (DMA) et le drainage neutre contaminé (DNC).

Le drainage minier acide

La délocalisation des sulfures métalliques stables dans la mine vers les tailings et leur exposition à l'eau et l'oxygène de l'air conduit à leur oxydation et, par là même, au déclenchement de ce qui est connu sous le nom de **drainage minier acide** (DMA) : générateur de solutions acides, oxydantes, chargées en cations métalliques (dont le fer ferrique) et en anions tels que les sulfates et les arsénates (Benzaazoua et Kongolo, 2002 ; Benzaazoua et al., 2003).

Ce drainage acide dissout certains oxydes et mobilise les sulfates métalliques formés avec comme conséquence la dispersion des éléments traces métalliques dans l'environnement proche. La présence de gangue carbonatée permet la neutralisation des eaux acides et limite ainsi la cinétique d'oxydation des sulfures.

Les métaux mobilisés sont automatiquement précipités sous forme carbonates ou d'hydroxydes (Banks et al., 1997; Jambor et Blowes, 1998 ; Sheoran A. et Sheoran V., 2005).

Le drainage minier contaminé

Le drainage neutre contaminé (DNC) peut être défini comme un drainage contaminé par la circulation de l'eau dans des rejets miniers et ce, malgré que le pH des eaux de drainage soit dans la zone de neutralité (6 à 9,5). Pour être considérées comme du DNC, ces eaux doivent contenir des éléments à des concentrations plus élevées que celles imposées par les normes environnementales.

Les contaminants retrouvés dans le DNC sont généralement les métaux et métalloïdes solubles à des pH près de la neutralité.

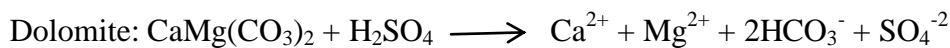
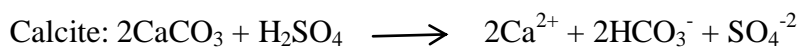
Le DNC provenant de rejets miniers peut provenir de différentes sources (Stantec, 2004). Il peut d'abord être issu de l'oxydation de minéraux sulfureux en présence d'eau et d'air, pouvant mettre en solution des contaminants solubles à pH neutre dans l'eau de lixiviation. La libération de contaminants est alors fonction de la vitesse d'oxydation (Plante, 2010).

L'oxydation des sulfures est souvent accompagnée de génération d'acidité, mais dans le cas du DNC, soit elle n'est pas assez importante pour abaisser le pH sous la zone de neutralité,

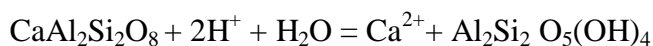
soit elle est neutralisée par des minéraux acidivores ou neutralisants (Scharer et al., 2000; Benzaazoua, 2004; Xu, 2010).

Ceux-ci sont le plus souvent des carbonates et des silicates qui neutralisent l'acidité en se dissolvant et en libérant des ions contenant du calcium (Ca), du magnésium (Mg), du manganèse (Mn), de l'aluminium (Al), du sodium (Na), du silicium (Si) et/ou du potassium (K).

Les mécanismes de neutralisation de l'acide sulfurique (issu du DMA) par la calcite et la dolomite sont illustrés dans les équations suivantes (Aubertin *et al.*, 2002a).



Les équations qui suivent représentent la dissolution congruente et incongruente de l'anorthite (réactions de neutralisation), un des silicates les plus solubles (feldspath plagioclase calcique) (Scharer et al., 2000).



Certains sulfures peuvent aussi s'oxyder sans produire d'acidité, comme la sphalérite, qui libère du zinc qui est soluble à pH neutre (Villeneuve, 2004). À des pH près de la neutralité, certains minéraux, comme la pentlandite et la galène, peuvent aussi libérer des métaux sans générer d'acidité (Aubertin et al., 2002).

L'oxydation indirecte de ces minéraux à des pH plus faibles génère toutefois de l'acidité. La dissolution de minéraux d'altération contenant des métaux solubles à pH neutre peut aussi générer du DNC.

Par ailleurs, le DNC peut aussi être produit par des rejets sur lesquels sont appliqués des méthodes de contrôle du DMA. En fait, les mécanismes associés à la présence des métaux solubles dans les eaux de drainage d'un résidu acidogène ne sont pas nécessairement les mêmes que ceux associés à la présence de métaux dans un drainage neutre. Un résidu peut être lixiviable et produire un drainage contaminé même en absence d'oxydation.

Par conséquent, les méthodes de contrôle du DMA ne s'appliquent pas nécessairement à un site où l'on observe des résidus lixiviables. Ces méthodes servent généralement à empêcher l'eau ou l'oxygène (qui sont des réactifs de la réaction d'oxydation) d'atteindre les rejets et limitent ainsi la réactivité.

1. méthode de caractérisation de DMA

Pour déterminer si des tailings sont générateurs ou non d'acide, différents critères sont proposés dans la littérature (par exemple SRK, 1989 ; Morin et Hutt, 1997 cités par Benzaazoua et al., 2000). Le critère le plus utilisé se base sur la détermination du potentiel net de neutralisation (NNP) ou sur le rapport entre le potentiel de neutralisation d'acide (NP) et le potentiel de production d'acide (AP). NNP est déterminé en soustrayant AP de NP et les matériaux sont classés non générateur d'acide lorsque NNP est positif et le rapport NP/AP supérieur à 1.

On admet cependant qu'il est incertain de qualifier un tailing comme non générateur d'acide quand ce rapport est entre 1 et 2 comme illustré à la figure I.9.

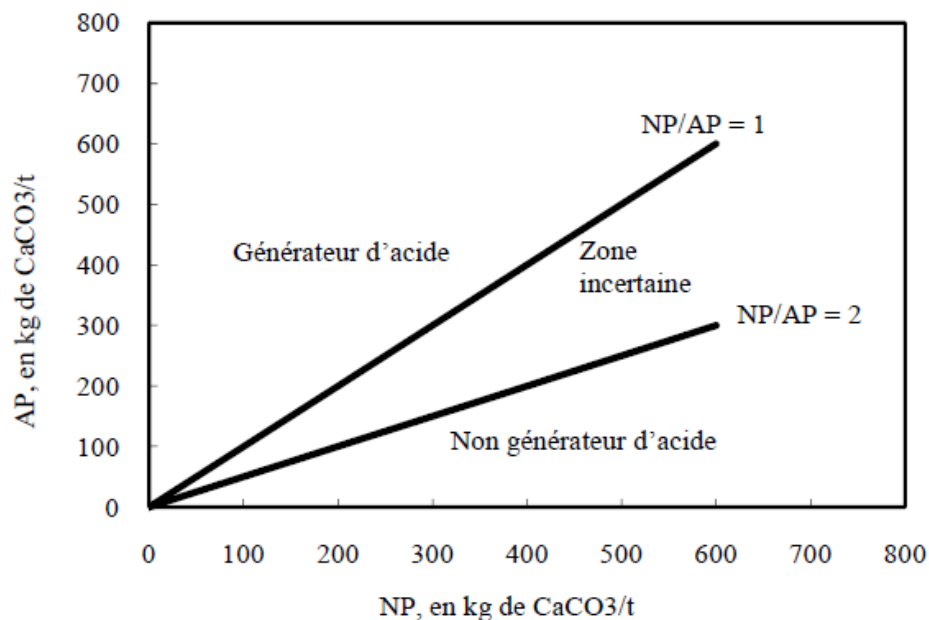


Fig I.9 : Critère de classification des tailings sur base du rapport NP/AP.

2. Méthode de traitement de drainage minier

Le traitement des rejets potentiellement générateurs de DMA ou de DNC, pour limiter les impacts environnementaux de ceux-ci plusieurs méthodes sont proposées dont le principe est soit d'inhiber la réaction d'oxydation des sulfures à la source, soit d'éliminer, ou de réduire à des niveaux très faibles, la présence de l'oxygène atmosphérique, d'eau ou de sulfures. On citera les principales.

2.1 Enlèvement des sulfures

La présence de minéraux sulfureux dans les résidus miniers est nécessaire pour former du DMA, et aussi divers types de DNC (ceux dont le problème de contamination provient de l'oxydation des sulfures). Si l'on retire suffisamment de sulfures des rejets à l'usine de concentration du minerai, la quantité de drainage contaminé provenant des matériaux désulfurés sera négligeable.

Pour séparer les sulfures contenus dans les résidus miniers, on utilise des techniques de concentration telles la **flottation** et les méthodes gravimétriques (Bussièreet al, 2003).

2.2 Barrières à l'oxygène

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

La réduction de l'apport en oxygène est considérée, dans les climats humides tels que celui du Québec, comme la méthode la plus efficace pour prévenir la génération de DMA (et de DNC, en présence de sulfures) de résidus miniers (SRK, 1989). On sait toutefois que sous certaines conditions, des réactions menant à la formation d'eaux acides peuvent parfois se produire en conditions anaérobies, soit en utilisant d'autres réactants tels le fer ferrique Fe^{3+} , soit par l'action directe des bactéries.

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

2.3 Recouvrements étanches et contrôle des infiltrations d'eau

L'eau est un des réactifs essentiels à la formation d'acide sulfurique. En excluant l'apport en eau aux résidus miniers sulfureux, on peut réduire ou même éliminer la production de DMA. Pour ce faire, on doit aménager des barrières peu perméables, qui empêchent l'infiltration des eaux de surface et souterraines.

Ces barrières peuvent être faites de sols à faibles conductivités hydrauliques ou de matériaux synthétiques peu perméables (géomembrane ou géocomposite bentonitique). Les recouvrements visant à réduire l'infiltration dans les aires d'accumulation de rejets miniers générateurs de DMA sont du même type que ceux développés pour les sites d'enfouissement de déchets domestiques, dangereux ou nucléaires (Aubertin et Chapuis, 1991).

II.1 Historique

À la fin du XIXe siècle, la valorisation des minerais à minéralisations fines et dispersées a rendu les méthodes d'enrichissement classique par gravimétrie difficilement applicables. C'est ainsi que le procédé de flottation, qui fait appel aux propriétés superficielles des phases minérales en milieu aqueux, capable de fournir des concentrés marchands à la métallurgie à partir de tonnages de plus en plus importants de minerais.

Trois grandes périodes ont marqué le développement de ce procédé, liées à la mise sur le marché industriel de grandes quantités de réactifs, appelés collecteurs, qui confèrent l'hydrophobicité nécessaire aux surfaces minérales. Dans un premier temps, pour flotter les sulfures on fit appel aux acides gras naturels, dont les consommations étaient élevées. Dans un deuxième temps, vers les années 1920-1930, on synthétisa des collecteurs de type dithiocarbonates et dithiophosphates, ayant une grande affinité pour les sulfures conduisant à de faibles consommations. Enfin, arrivèrent sur le marché, dans un troisième temps, d'autres collecteurs de synthèse tels que les amines, les alkyl sulfonates et les alkylsulfates, permettant de flotter des oxydes et des sels (Blazy, 2000).

En dehors de l'industrie minérale, le procédé de flottation s'est développé dans d'autres applications dont les principales sont l'industrie papetière pour le désencrage des vieux papiers et le traitement des eaux pour la séparation des huiles insolubles et des matières en suspension.

II.2 Définition et principe

La flottation est une méthode de séparation physico-chimique des solides entre eux, en tenant compte des différences existant entre leurs propriétés superficielles (hydrophobie, hydrophilie) dans une solution aqueuse et en présence d'air. Pour ce faire, on disperse des bulles d'air dans une suspension aqueuse de particules solides (pulpe) pour récupérer l'espèce minérale à séparer, rendue préalablement hydrophobe par un ajout de collecteur. L'ensemble eau-bulles-particules hydrophobes est rassemblé sous forme d'une écume surnageante stabilisée par un moussant (Blazy et al, 2000).

Dans l'industrie minérale son objectif est de séparer des minéraux en suspension dans un liquide et se base sur les propriétés de surface des particules. Pour pouvoir employer cette technique, il faut réunir trois conditions essentielles :

- Obtention de bulles d'air stables pouvant former une mousse ;
- Adhésion des minéraux à flotter aux bulles d'air ; Non adhésion aux bulles d'air des particules que l'on ne veut pas flotter et mouillage de ces particules par l'eau,
- lévitation des minéraux valorisables accrochés aux bulles à la surface et leur récupération dans la mousse.

La flottation est donc une technique de la minéralurgie qui différencie les minéraux hydrophiles des minéraux hydrophobes. Les minéraux hydrophobes adhèrent aux bulles de gaz et remontent à la surface, le plus souvent grâce à l'intervention des réactifs chimiques connus sous l'appellation des collecteurs .Ils sont capables de rendre sélectivement les minéraux hydrophobes et aérophiles. Dans certains cas, l'adsorption du collecteur sur le minéral utile nécessite l'addition préalable d'un activant.

Le renforcement de la nature hydrophile des minéraux est en général obtenu grâce à une modification du pH et à l'addition de réactifs déprimants.

Comme la durée de vie des bulles dans de l'eau propre est très courte, alors l'utilisation de moussants en flottation est indispensable. Les actions des moussants sont la formation de la mousse et la distribution dimensionnelle des bulles dans la pulpe et sur leur vitesse d'ascension.

Les mécanismes de l'interaction bulle-particule contrôlent la sélectivité et l'efficacité des procédés de flottation. Ces mécanismes ont été étudiés par plusieurs chercheurs (Taggart, Derjaguin.....), ils sont de l'ordre 3 : la collision, attachement et Stabilisation/Détachement. (Huang, 2009).

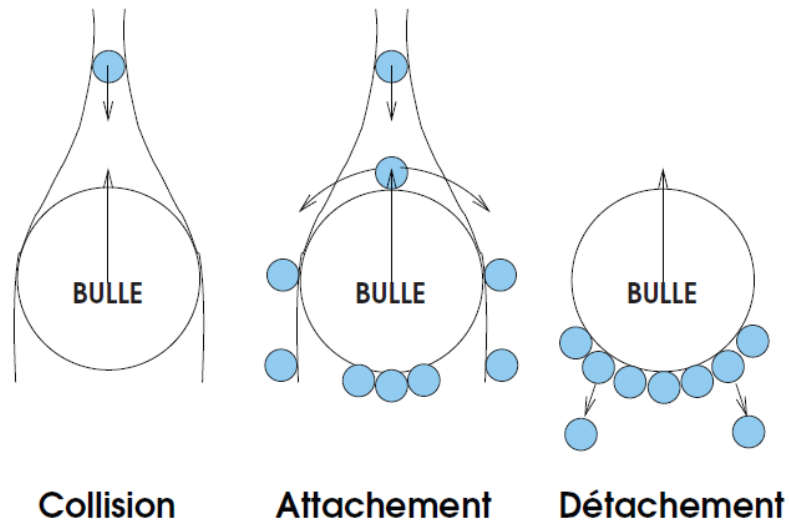
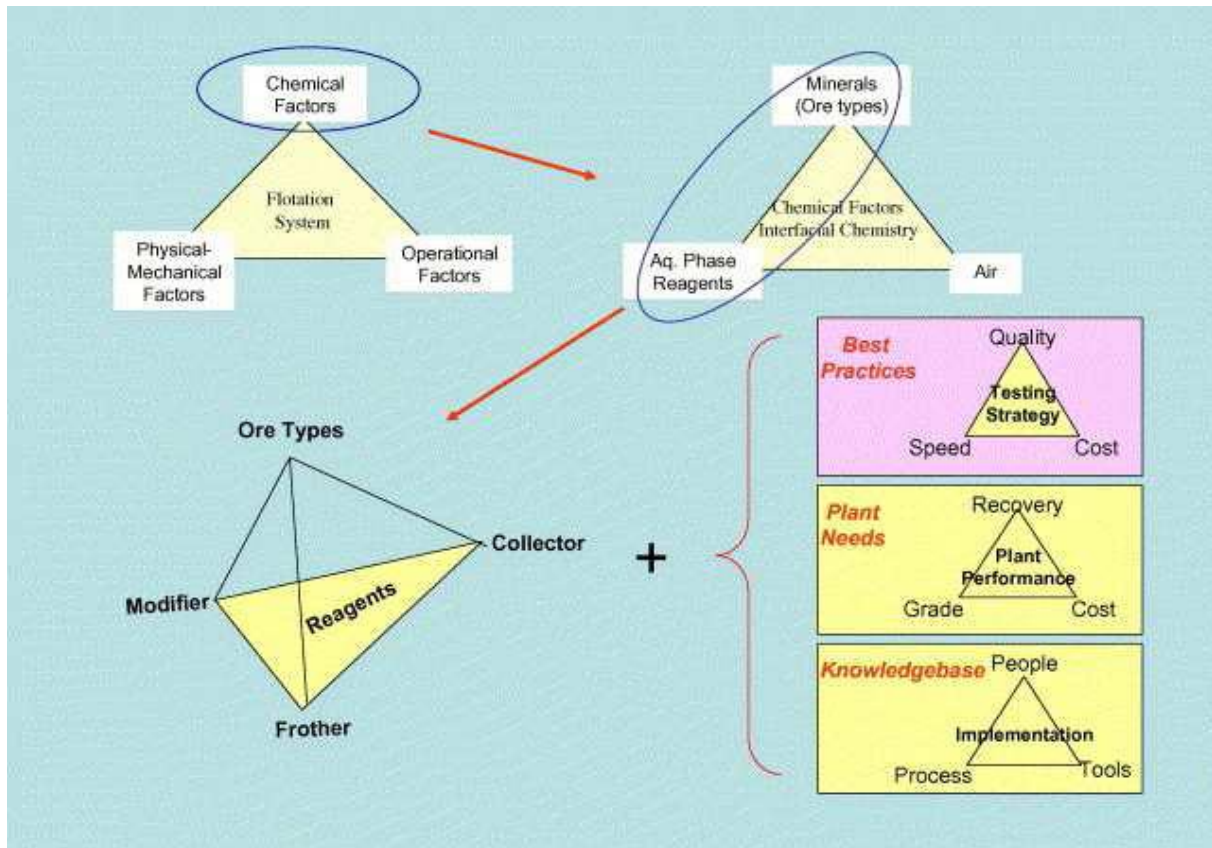


Fig II.1 : Mécanismes de l'interaction bulle-particule (Ralston et al, 1999)

II.3 Les principaux paramètres de la flottation

La technique de flottation dépend d'un grand nombre de variables dont les plus importantes sont (Ek, 1978 ; Bouchard ;2001 ; Wills ; 2001). On peut les diviser en trois catégories

- ❖ Les paramètres chimiques qui sont liés à nature et la dose des réactifs ainsi leur temps de conditionnement ;
- ❖ Les paramètres liés à l'appareillage qui sont liés au type d'appareil utilisé, à la vitesse du rotor de l'appareil (pour les machines de flottation mécaniques) et le débit d'air ;
- ❖ Les paramètres liés à la préparation de la pulpe comprennent la nature du minéral, la dimension des particules, la densité de la pulpe, la température, le pH etc.



FigII.2: Les paramètres de flottation (d'après Nagaraj, 1997)

II.4 Les réactifs de flottation

Dans notre domaine, l'enrichissement des minerais sulfurés est généralement réalisé par la flottation. Les propriétés fondamentales des sulfures, qui ont une influence prédominante sur leur comportement en flottation concernent :

- leur très grande insolubilité;
- leur instabilité en présence d'eau et d'air.

1. Collecteurs

Les principaux collecteurs utilisés appartiennent à la famille des thiols RS et les plus répandus sont les dithiocarbonates et les dithiophosphates, plus connus respectivement sous leur dénomination de xanthates et d'Aerofloats. Les groupements alkyls sont généralement courts [C2 (éthyl) à C8 (octyl)]. Les produits commerciaux sont généralement des sels de sodium ou de potassium (tableau ci-dessous).

Tableau II.1 : Principaux collecteurs des minéraux sulfurés (R = radical aliphatique)

Collecteur	Formule	pH de mise en œuvre
Alkyldithiocarbonates (xanthates)		8-13
Dialkyldisulfures (dixanthogène)		1-11
Dialkyldithiophosphates		4-12
Dialkyldithiocarbamates		5-12
Isopropylthionocarbamate		4-9
Mercaptobenzothiazole		4-9

Les propriétés les plus importantes des réactifs thiols sont les suivantes.

- ✓ Leur solubilité relative est assez élevée pour les concentrations rencontrées en flottation. Cette solubilité dépend de la longueur des chaînes alkyles.
- ✓ b) Les thiols sont des réducteurs pouvant tous donner lieu à des réactions du type :

$$4\text{RS}^- + \text{O}_2 + 2\text{H}_2\text{O} \longrightarrow 2\text{RSSR} + 4\text{OH}^-$$
- ✓ c) Les thiols sont des acides relativement faibles, avec des valeurs de pKa de l'ordre de 3.
- ✓ d) Les thiols se décomposent relativement facilement en solution aqueuse. Dans le cas des xanthates : La vitesse de décomposition dépend donc très fortement du pH.

Pour l'éthylxanthate, le temps nécessaire pour observer la disparition de la moitié de la concentration en collecteur est de 5 minutes à pH 3, de 4 heures à pH 5 et de 20 jours aux pH supérieurs à 7 (à 25 °C).

- ✓ Les thiols donnent des sels peu solubles avec la majeure partie des métaux de transition.
- ✓ En raison de la faible longueur des chaînes hydrocarbonées des thiols utilisés couramment en industrie (C2 à C5), ces réactifs n'ont pas de propriétés de surfactants à l'interface liquide/gaz et ne sont pas des moussants. Pour la même raison, ils ne forment que peu d'agrégats ioniques ou moléculaires en solution (Blazy, 2000).

2. Activants et déprimants

Les thiols à courte chaîne (jusqu'à C5 ou C6) n'ont aucune action sur les minéraux autres que les sulfures et les métaux natifs (or, argent, platine, cuivre). Cependant, quelques autres minéraux naturellement hydrophobes peuvent accompagner les sulfures : éléments natifs tels que le graphite et le soufre ; silicates tels que le talc. La difficulté essentielle est, toutefois, d'atteindre une sélectivité entre différents sulfures de façon à obtenir des concentrés répondant aux exigences industrielles de qualité (teneur en métal de valeur, absence d'éléments pénalisants...). Cette action sélective est assurée par les activants ou les déprimants.

a. Dépression des sulfures

On peut donner quelques principes généraux sur la dépression des sulfures car les possibilités sont nombreuses et dépendent de cas particuliers.

- a) Une oxydation poussée et sélective de certains sulfures, dont la surface est transformée en un composé oxydé, est un moyen de les déprimer.
- b) Étant donné que O_2 est nécessaire à la flottation des sulfures par les thiols, une maîtrise du pouvoir oxydant de la pulpe permet de moduler l'adsorption. La faible conductivité de la blende se prête mal à ce type de contrôle, car les réactions électrochimiques de surface sont difficiles, que ce soit des réactions de réduction de l'oxygène et d'oxydation du sulfure, ou des réactions d'adsorption des thiols (avec oxydation des sulfures ou des thiols).
- c) Les composés de surface métal-thiol ou RSSR peuvent être détruits à pH très acide.
- d) Il est possible, dans le cas de la pyrite, de bloquer la réaction de formation de RSSR, ce qui revient à déprimer la pyrite.
- e) Il est enfin possible d'utiliser le cyanure pour déprimer la blende, en se plaçant à un pH basique.

3. Moussants

Le moussant intervient à l'interface liquide/gaz. Il a trois fonctions essentielles.

- créer des interfaces liquide-gaz importantes.
- faciliter la fixation à l'interface liquide-gaz des particules collectées,
- donner une écume (mousse + particules) pseudostable au-dessus de la cellule de flottation.

Tableau II.2 : principaux moussants de flottation (Blazy, 2000).

Moussants	Solubilité dans l'eau à 20 °C (g/l)	Quantités employées (g/t)
1 – Alcools aliphatiques		
Méthylisobutylcarbinol (MIBC) $\text{CH}_3\text{CH}(\text{CH}_3)\text{CH}_2\text{CH}(\text{OH})\text{CH}_3$ ou 4 méthyl-2 pentanol $\text{C}_6\text{H}_{14}\text{O}$	17	30 pour les minerais sulfurés 125 pour le charbon
Acide crésylique (ou crésol) $\text{CH}_3\text{C}_6\text{H}_4\text{OH}$	1,66	40 pour les minerais sulfurés
Huile de pin (mélange d'alcools terpéniques) $\text{C}_{10}\text{H}_{17}\text{OH}$	2,5	30 pour les minerais sulfurés 130 pour le charbon
2 – Polyéthers hydroxyles		
Éther de glycol polypropylénique, $\text{CH}_3(\text{C}_3\text{H}_6\text{O})_n\text{OH}$		25 pour les minerais sulfurés
3 – Paraffines alkoxy substituées		
Triéthoxy 1,1,3-butane (TEB) $\text{CH}_3\text{CH}(\text{OC}_2\text{H}_5)\text{CH}_2\text{CH}(\text{OC}_2\text{H}_5)_2$	8	30 pour les minerais sulfurés

4. Agents modifiant le pH :

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

II.5 Machines de flottation

II.5.1 Colonne de Flottation

La colonne de flottation a été réalisée par Pierre Boutin et Rémi Tremblay au début des années 1960.

Ce dispositif est un simple tube avec une hauteur plus grande que l'aire de sa surface transversale. Il n'y a pas de partie mobile à l'intérieur de la colonne. On distingue deux zones

différentes : la zone de collection et la zone d'écume. Ces zones se trouvent séparées par l'interface pulpe-écume, laquelle détermine la longueur de chacune d'elles. L'appareil ainsi défini travaille à contre-courant : la pulpe est introduite aux deux tiers environ de la hauteur de l'appareil. Au bas de la colonne est injecté l'air par le générateur des bulles, qui cheminent à contre-courant de la pulpe. À la partie supérieure, une aspersion d'eau assure le lavage des mousses recueillies (FINCH, 1990).

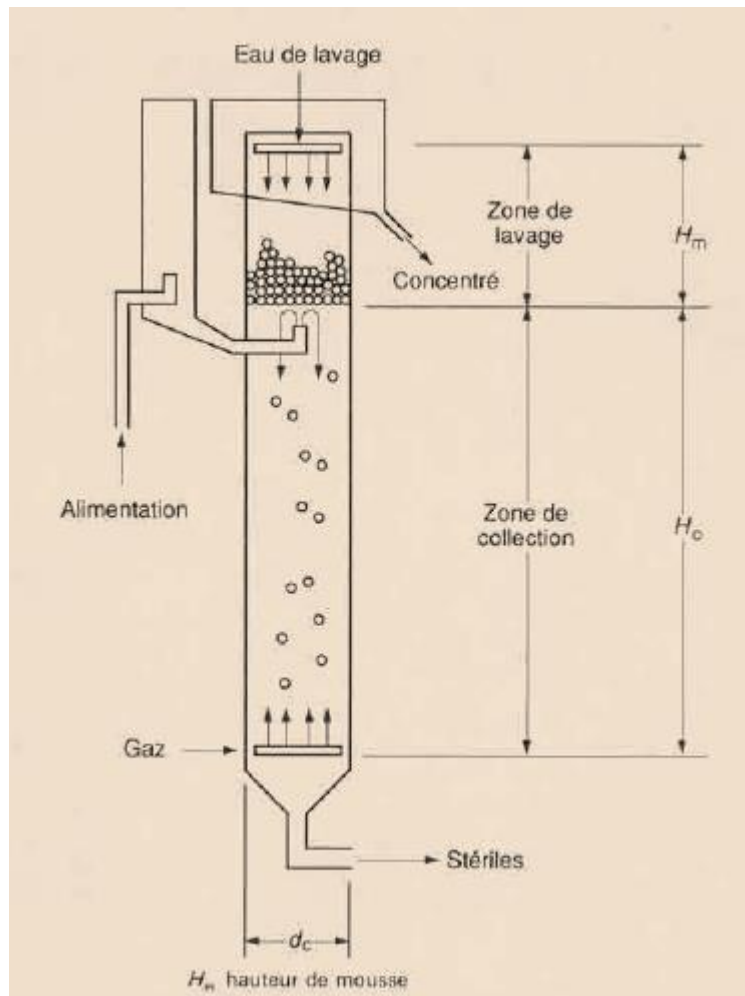


Fig II.3 : Schéma d'une colonne de flottation (Finch, 1990)

Elles se différencient de plus par leur contenu d'air (10 à 25% pour la zone de collection et supérieur à 60% pour la zone d'écume). Les colonnes industrielles ont souvent une hauteur de 9 à 15m et un diamètre de 0.5 à 3m. La zone de collection est approximativement de 75 à 90% de la longueur totale. Un système de génération de bulles d'air est inclus à la base de la colonne et un débit d'eau de lavage est additionné au sommet pour pouvoir effectuer un nettoyage de la mousse (concentré) (Bouchard1 et al, 2002).

II.5.2 Cellule de flottation

Couramment utilisée pour les processus primaires de séparation. Elle peut être le résultat d'un dégagement gazeux à partir d'une fermentation par exemple. C'est le cas avec l'écume dans les digesteurs qui peuvent contenir jusqu'à 20 à 40 % de solide en suspension (SS) même si leur densité est seulement de 0.7 ou 0.8 kg.l⁻¹. La flottation naturelle est améliorée si l'on injecte des bulles d'air dans la masse liquide.

On utilise des aérateurs mécaniques en diffusant de fines bulles d'air afin d'éliminer les huiles. L'effet de transport de l'air dû aux bulles permet de pousser les particules à la surface du liquide dans le but de favoriser leur accumulation.

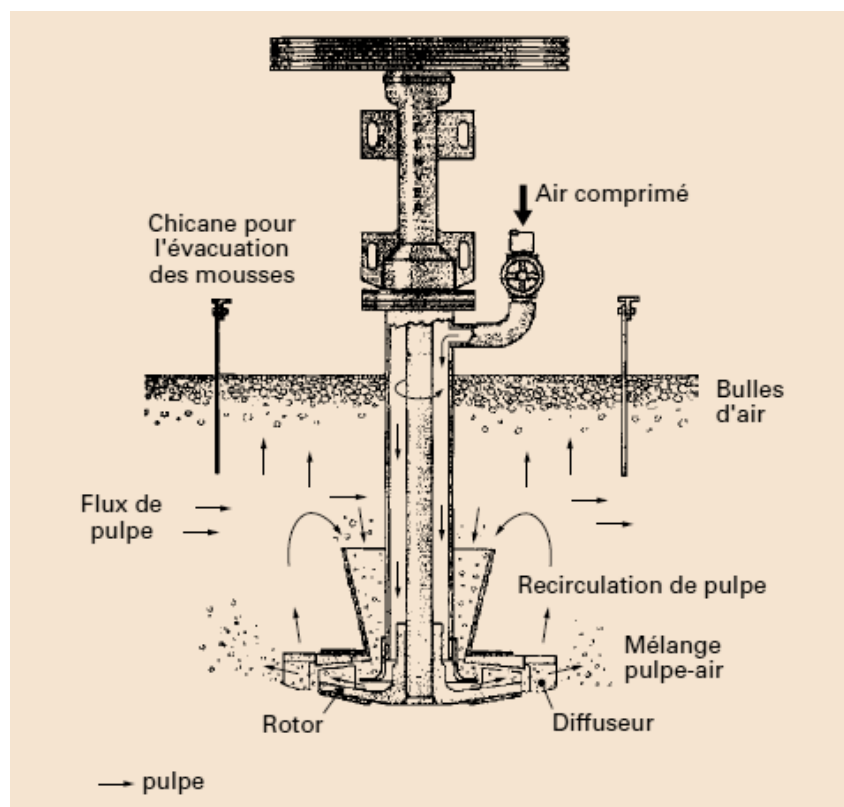


Fig II.4 : Cellule de flottation Denver Sala type DR ouvert (BLAZY, 2000)

II.6 Types de Flottation des sulfures métalliques:

II.6.1 Flottation sélective

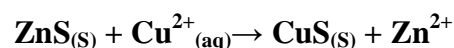
La flottation des sulfures est une opération relativement facile si on la compare à la flottation des oxydes, des silicates et des sels. Cependant, alors qu'il peut être aisé de flotter le sulfure d'un minerai monométallique, même si la gangue consiste en grande partie en sulfures de fer (pyrite FeS_2 , marcasite FeS_2 et pyrrhotite Fe_7S_8) rarement valorisés, la flottation sélective de minerais sulfurés complexes est loin d'être aussi facile.

Les collecteurs le plus souvent utilisés pour les sulfures sont les collecteurs sulfhydryles, particulièrement les xanthates et les dithiophosphates. Si les premiers ne sont pas sélectifs, ils sont cependant plus utilisés et moins coûteux. Puisque la pyrite est facile à flotter avec les xanthates, on recourt à d'autres produits quand on désire flotter sélectivement un sulfure par rapport à la pyrite. Ces collecteurs offrent des valeurs de pH critique pour la pyrite inférieures à 6 (Bouchard, 2001 ; Wills, 2001). Les dithiophosphates, sont les plus utilisés des collecteurs sulfhydryles dits sélectifs. Quant aux thiocarbamates ($R_2NCS_2^-$), ils sont sélectifs et très utiles pour flotter sélectivement les sulfures de cuivre et ceux de zinc activés, à partir d'une gangue pyrite.

a. Activation et flottation de la sphalérite

La sphalérite ne flotte pas très bien en présence des xanthates car les xanthates de zinc sont relativement solubles dans l'eau comparés aux xanthates des autres métaux lourds (Wills, 2001).

Il existe un optimum de flottation aux pH voisin de 3,5 au-delà duquel il n'y a pas de flottation, ou très peu (Bouchard, 2001). La flottation de la sphalérite requiert une activation par les ions Cu^{2+} (Wang et al, 1989 ; Fornasiero et Ralston, 2005). Tous les auteurs s'accordent à dire que l'activation de la sphalérite par les ions Cu^{2+} s'explique par la substitution des atomes de zinc situés à la surface, ou près de la surface, par les ions cuivre selon cette équation :



La sphalérite se recouvre d'une couche de sulfure de cuivre plus stable (covelline). Ce minéral flottant facilement, il en résulte une activation efficace.

L'activation de la sphalérite par les ions Cu^{2+} s'accompagne également de l'activation des sulfures de fer lorsqu'on flotte à un pH neutre ou légèrement basique (Boulton et al., 2001).

La méthode utilisée pour déprimer les sulfures de fer est le conditionnement à des pH fortement basiques (pH 11) pour qu'il se forme à la surface de ces minéraux des hydroxydes ferriques qui inhibent l'activation par le sulfate de cuivre et l'adsorption du collecteur (Boulton et al., 2001 ; Wills, 2001).

D'autres réactifs peuvent être utilisés pour empêcher la flottation des sulfures de fer : le sulfite de sodium (Shen et al, 2001), les acides thioglycoliques et le diéthylènetriamine (Kelebek et al., 1995) ainsi que l'oxygène gazeux (Shen et al., 1998). Plusieurs variétés de polymères tels que les polyacrylamides produisent une bonne dépression des sulfures de fer et des minéraux non sulfurés de la gangue (Nagaraj, 1997). L'utilisation de collecteurs spécifiques du cuivre tels que le thionocarbamate et la thiourée a un impact positif sur la flottation de l'asphalérite et négatif sur celle des sulfures de fer (Boulton et al, 2001).

II.6.2 Flottation non sélective des résidus miniers

Ces dernières années, la recherche dans l'industrie minière est orienter vers les rejets miniers dans le but de enrichir les résidus miniers provenant des opérations de concentration des minerais sulfurés contiennent des minéraux résiduels valorisables (chalcopryrite, sphalérite,...) et de la pyrite considérée comme un minéral non valorisable ; et même dans le souci de réduire l'impact sur l'environnement.

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 causée par l'oxydation des minéraux sulfurés résiduels (Benzaazoua et Kongolo, 2003 ; Kongolo et al., 2004).

La génération du DMA provoque une mobilisation importante des métaux lourds qui polluent le milieu environnant. La diminution de la teneur en soufre par flottation permet d'éliminer ou de limiter ce phénomène en produisant un rejet qui a un potentiel de neutralisation (NP) qui compense favorablement toute génération acide (Benzaazoua et al., 2000).

La dépollution se pratique par une flottation non sélective de tous les sulfures et la plupart des chercheurs confirment qu'elle est meilleure quand on utilise des collecteurs puissants de type xanthate ou amine thioacetate (Kongolo et al, 2004 ; Bois et al, 2005).

Les xanthates à longue chaîne tel que l'amylxanthate sont les plus utilisés et les rendements sont meilleurs à pH neutre ou légèrement acide et à pH basique environ 10. Les sulfures de cuivre et de zinc ne posent pas de problème de flottation mais par contre la pyrite semble être

déprimée à pH basique et beaucoup plus quand on utilise la chaux comme régulateur de pH (Kongolo et al., 2004). La concentration en xanthate et l'aération ont un effet positif sur sa flottation.

L'adsorption du xanthate sur la pyrite est largement favorisée par la présence d'espèces superficielles présentant une quantité importante de sulfate ferreux avec formation de complexe fer ferreux-xanthate. Ce complexe est très instable et se transformerait rapidement en dixanthogène (Wang et al, 1989 ; Cases et al, 1993)

L'altération des minéraux sulfurés est un processus d'oxydation des sulfures en présence d'oxygène et d'eau. Elle est influencée par la présence des sulfures de fer (pyrite, marcassite, pyrrhotite) qui conduisent à la formation du sulfate ferrique ($\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$) oxydant qui accélère la dégradation des autres sulfures difficilement oxydables.

L'altération des minerais sulfurés contenant de la pyrite conduit à la formation de sulfate de fer à la surface des minéraux de cuivre, de zinc,... qui les déprime lors de la flottation. Cette altération conduit également à la formation des couches superficielles des minéraux oxydés (azurite, malachite, smithsonite, cérussite, ...) qui flottent plus difficilement que les sulfures avec les collecteurs sulfhydriques (Bouchard, 2001).

La flottation des minéraux sulfurés altérés nécessite une activation des grains et l'utilisation des collecteurs puissants (Kongolo et al, 2004). Cette activation peut être réalisée par le nettoyage de la surface en faisant une attrition des particules. Certains auteurs préconisent l'activation des sulfures de fer déprimés par la chaux ou le cyanure par l'utilisation de l'acide sulfurique (Wang et al, 1989).

III.1 Situation géographique

Notre zone d'étude est située à l'Est de l'Algérie, dans la daïra Ain Azel, wilaya de Sétif, qui englobe deux mines plombo-zincifères : la mine Kherzet Youcef à 5 km au Nord-Ouest de la ville d'Ain Azel et la mine Chaabet El Hamra à 4,5 km d'Ain-Azel et à 12 km au Sud-Est de la mine Kherzet Youcef ; de plus à 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 07ha (ENOF, 2011), 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.

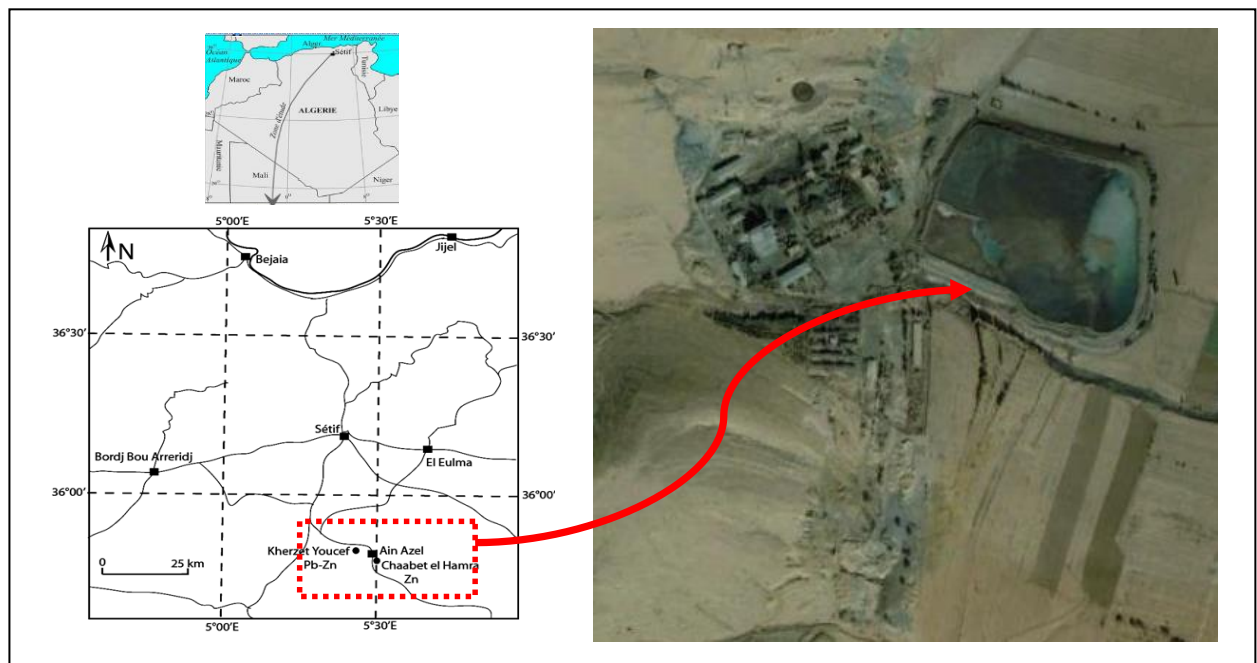


Fig III.1 : Situation géographique de la zone d'étude

Les coordonnées de la mine Chaâbet-El-Hamra et le 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
Chaabet El Hamra	726 902 à 728 505	3 962 567 à 3 963 212	950 à 1200

III.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 (740m³/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.

De 1967 à 1988, le gisement de Chaabet El-Hamra a été l'objet de premiers travaux de prospection géologique, suivis ensuite de travaux d'évaluation par sondages de 1989 à 1991. En 1991 et suite à l'inondation le 02 juin 1990 de la mine de Kherzet Youssef et qui a mis fin à l'exploitation du gisement, l'ENOF a élaboré un premier dossier de recherche détaillée par ouvrages miniers sur le gisement de Chaabet El-Hamra.

Les travaux miniers ont démarré en janvier 1992 et les ouvrages d'accès ont été achevés en avril 1994. Son exploitation est démarrée en avril 1994, tout en continuant à réaliser des travaux de recherche au fond pour préciser les réserves géologiques et les conditions hydrogéologiques. En 1997, l'ENOF a élaboré et soutenu le projet de mise en exploitation du gisement de zinc de Chaabet El Hamra. En 1998- 2006, l'ENOF réalise l'estimation des réserves en minerai zincifère et l'étude technico-économique de la partie supérieure du gisement de Chabet El Hamra.

Le traitement du minerai s'est effectué dans la laverie au niveau du complexe minier de Kherzet Youcef.

III.3 Topographie, climat et réseau hydrographique

A l'échelle régionale, la zone d'étude est représentée par un ensemble de chaînons, dont certains culminent à plus de 1500m, tel que Djebel Boutaleb (1886m), qui se relayent pour former une barrière topographique et climatique entre l'Algérie septentrionale et le domaine saharien.

Suivant les données traitées recueillies à l'office national de météorologie (ONM) et au sein de l'agence nationale des ressources hydrauliques (ANRH) d'Alger, les caractéristiques climatiques de la région Ain-Azel sont :

- ✚ Le régime pluviométrique de la région d'étude se caractérise par une période sèche (Mai à Octobre) et une période pluvieuse (Novembre à Avril) qui se caractérise par des averses torrentielles de courte durée qui déclenchent un ruissellement des ETM et provoque une importante érosion, particulièrement sur les terrains nus qui dominent presque la totalité de la région.
- ✚ Les précipitations intenses ainsi que les grêles et les gelées qui caractérisent la période humide entraînent une forte érosion ce qui traduit le transport horizontal (par ruissellement) et/ou vertical (par infiltration) des eaux chargées en ETM dans le sol.
- ✚ Le régime de la température se distingue par deux extrêmes (3C° et 24C°) indiquant indirectement l'alternance de deux périodes sèche et humide. Ces deux périodes induisent une fragmentation des matériaux pédologiques et géologiques, ce qui favorise l'infiltration des eaux chargées en ETM vers les nappes aquifères.
- ✚ Les vents et l'évapotranspiration qui caractérisent le site étudié permettent le transport aérien des ETM qui se déposent directement sur les sols et la végétation qui entoure la région. (voir annexe A).

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).

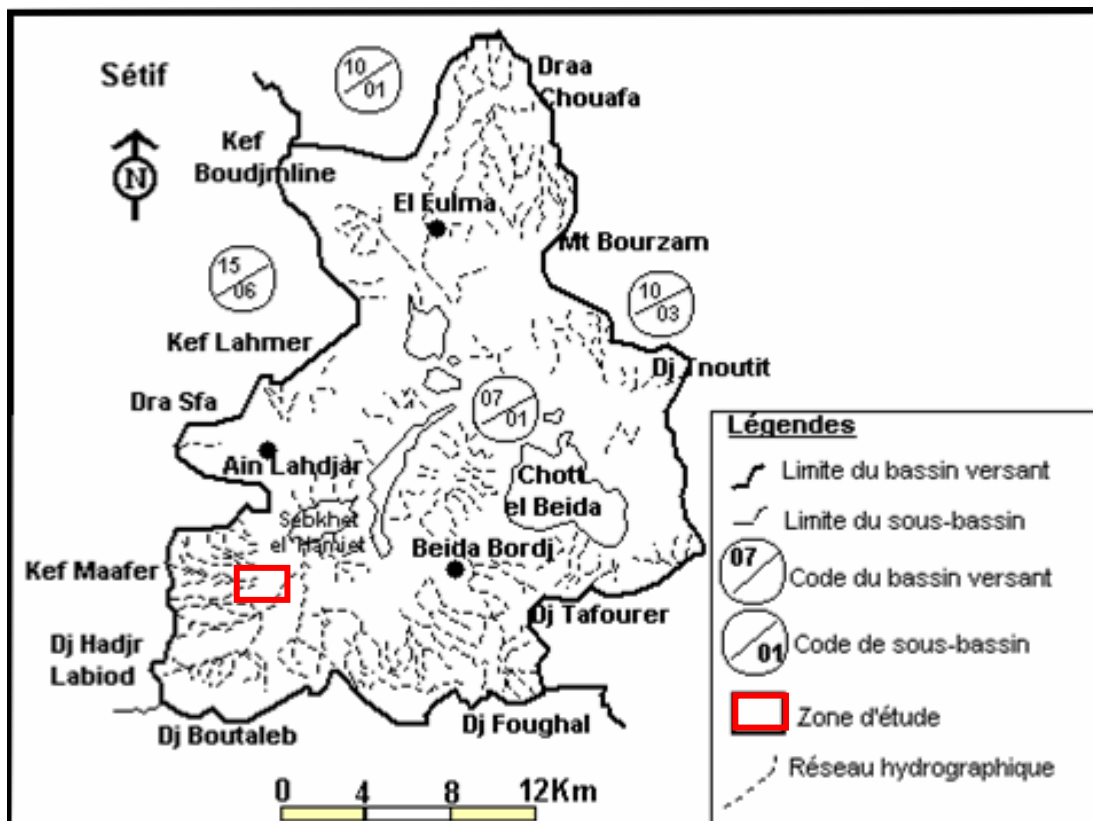
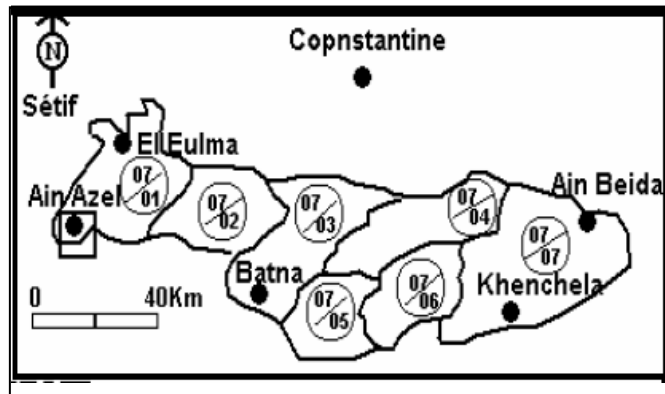


Fig III.2: réseau hydrographique du bassin versant Ain Azel (ANRH, 2006)

Les caractéristiques physiographiques d'un bassin versant influencent la réponse hydrologique, notamment le régime des écoulements en période de crue et d'étiage, ainsi que sa capacité d'infiltration (RENAUD, 2011).

Les caractéristiques physiques de sous-bassin versant d'Ain Azel sont récapitulées dans le tableau ci-après :

Tableau III.1 : Caractéristiques physiques du sous bassin versant d'Ain Azel (Attoucheik, 2006).

Paramètres géométriques	A = 16612 Km ²	P = 228 Km	K_G = 1.59
Paramètres de relief	-Alt max = 1000 m -Alt moy = 980 m -Alt min = 910 m	I_g = 0.37 m/Km	I_p = 0.4%
Paramètres morphométriques	Le réseau hydrographique : -Une série de cours d'eau intermittent -Ecoulement de type endoréique.	Dd = 0.39 Km/Km ²	Ct = 0.043

A : Superficie du sous-bassin versant,

P : Périmètre du sous-bassin versant,

K_G : Indice de compacité de Gravelius,

I_g : Indice de pente globale,

I_p : Indice de pente de roche

Dd : Densité de drainage

Ct : Coefficient de torrentialité.

Alt : Altitude

D'après ces caractéristiques, ce bassin favorise:

- ✓ l'infiltration des eaux chargées en ETM dans le sol et le sous-sol et par conséquent vers les nappes souterraines car le temps de concentration des eaux à l'exutoire est long ;
- ✓ l'infiltration des eaux chargées en ETM vers les horizons profonds puisque le relief est de faible pente ;
- ✓ la dispersion horizontale et/ ou verticales des ETM dans le bassin versant.

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 sebkhat indiquant un écoulement de type endoréique (Bousdira, 2009).

Les principaux oueds d'Ain Azel sont :

- L'Oued Anfif qui contourne la ville au Nord et se déverse dans Sebkhet el Hamiet ;
- L'Oued Semmar, traversant le centre ville, possède une dérivation qui contourne la ville du côté Sud et se déverse aussi dans Sebkhet el Hamiet ;

- L'Oued Boubilat qui prend naissance à Kef el Djebbas, traverse le territoire communal dans le sens Ouest-Est et aboutit à Sebkhet el Hamiet .

Pour les oueds traversant le site minier de Kherzet Youcef, on en trouve Oued Hamma et Oued Enza. Ils sont caractérisés par un écoulement temporaire et de débit particulier lors des pluies torrentielles.

La densité de drainage et le coefficient de torrentialité montrent que le sous bassin versant se caractérise par un réseau hydrographique très faiblement ramifié et donc très peu développé ce qui permet une propagation réduite des ETM par les eaux de ruissellement sauf lors des averses (Attoucheik, 2006).

Alors, ce réseau hydrographique aura une propagation réduite des ETM par les eaux de ruissellement sauf lors des averses en érodant les reliefs.

En conclusion, Comme la digue des résidus de traitement se localise dans ce bassin, alors, elle sera influée par les caractéristiques de ce bassin.

Il est évident que la digue pourrait augmenter les concentrations des ETM des eaux de ruissellement et d'infiltration ainsi leur dispersion horizontale et/ ou verticales dans le bassin.

III.4 Cadre géologique

En génie minier, la connaissance de la géologie principalement la lithologie, tectonique et hydrogéologie d'une zone d'étude, s'avère importante pour maîtriser l'exploitation, le traitement et même l'environnement minier.

En effet, dans le cadre de notre problématique, la connaissance de géologie régionale et locale principalement, nous permettra de mieux cerner la composition minéralogique et les phénomènes géochimiques des rejets miniers de notre zone d'étude.

Sur le plan régional, le secteur d'étude est une partie intégrante d'un vaste domaine appelé « Monts du Hodna » qui se positionne à la jonction du tell Sétifien (Hauts plateaux Sétifiens) et de l'Atlas saharien.

Les monts du Hodna constituent un ensemble montagneux localisé entre deux chaînes : l'Atlas saharien au Sud et l'Atlas tellien au Nord (Annexe B)

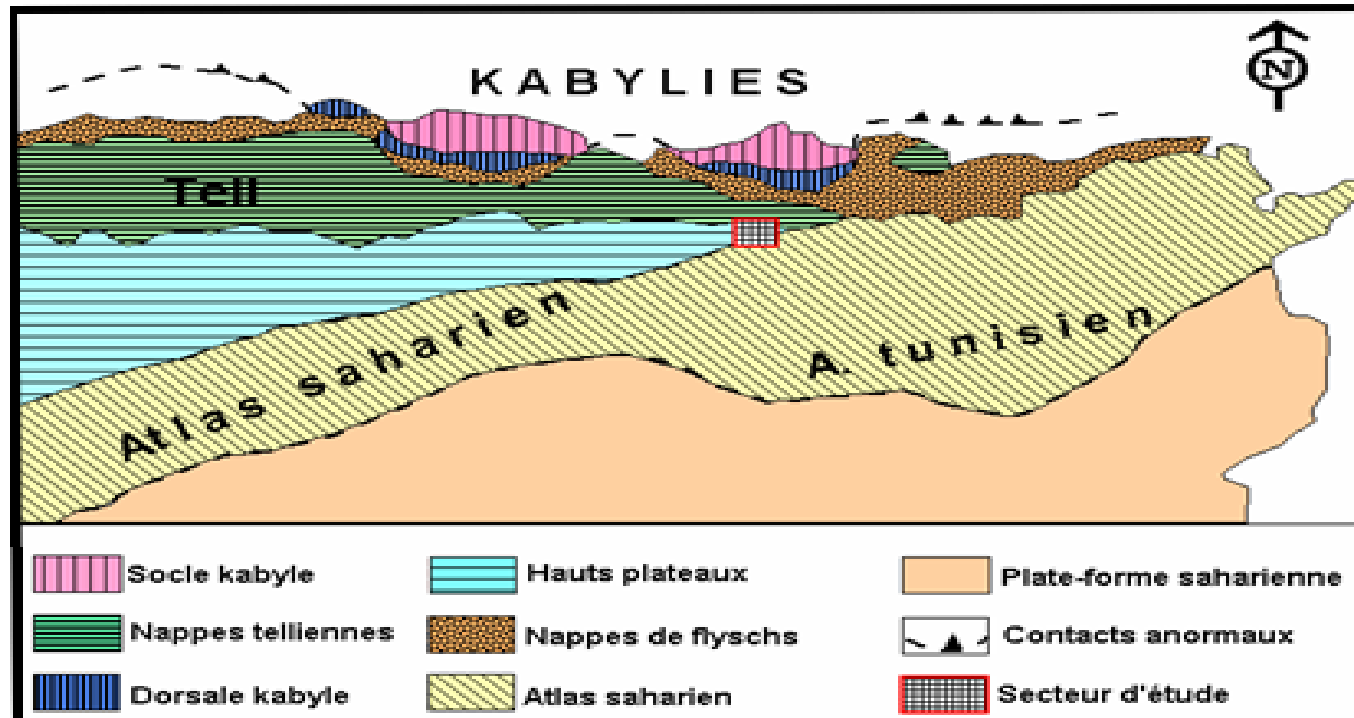


Fig III.3 : Situation de la zone d'étude dans le dispositif structural de la chaîne alpine d'Algérie nord-orientale. (Wildi, 1983)


Système	LITHOSTRATIGRAPHIE		LITHOLOGIE	METALLO (Indices et gisements)
	Etage	Formation		
Crétacé inférieur	Albien	Calcaro-marno-gréseuse		
	Aptien	Calcaro-marneuse à Orbitolines		Barre Aptienne Pb - Zn
	Barrémien	Argilo-calcaro-gréseuse		Kherzet Youssef Pb - Zn
	Hauterivien	Dolomitico-gréseuse		Pb - Zn
	Bernasien sup Valanginien	Argilo-gréseuse		
	Jurassique	Jurassique sup Berriasien inf		Marno-calcaire
Dogger		Dolomies et calcaire à silex	Pb - Zn	
Lias		Dolomies et calcaire dolomitique	Pb - Zn - Fe - B	
Trias				

Fig III.4 : Colonne lithostratigraphique synthétique des monts du Hodna (EREM, 1989).

III. 4.1 La géologie locale

En réalité, L'origine des résidus de la digue de Kherzet Youcef est le minerai venant de la mine Kherzet Youcef et celui de la mine Chaabat El Hamra. Nous allons essayer donc, de présenter la géologie locale des deux mines séparément.

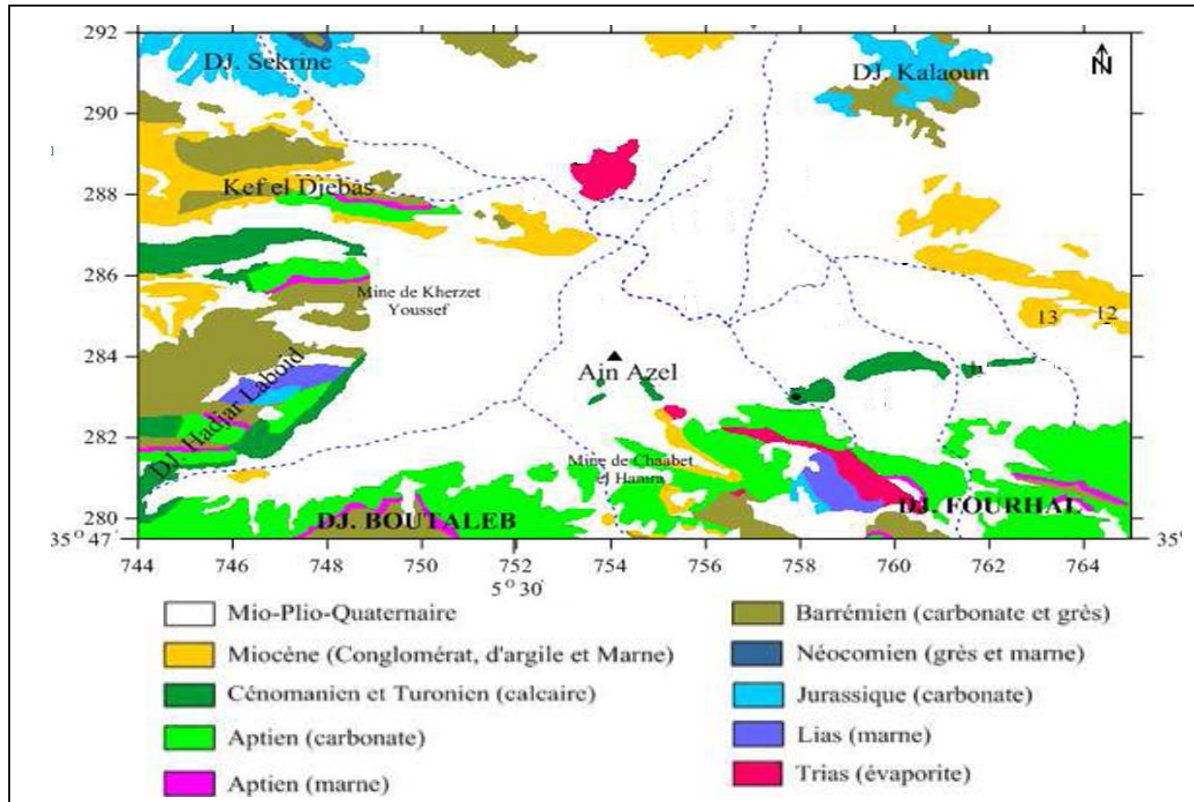


Fig III.5 : Carte géologique des environs de la mine de Chabet_El_Hamra et complexe minier Kherzet Youcef (Belkhiri 2004)

Durant notre recherche bibliographique sur la géologie de notre site d'étude, nous avons constaté l'existence de diverses études géologiques exhaustives et détaillées. Pour ce constat, nous avons limité notre référence bibliographique aux études originelles et les rapports géologiques d'ORGM et d'ENOF.

III.4.1.1 La mine de Chaabet El Hamra

Le gisement de Chabet_El_Hamra occupe la partie extrême Ouest du flanc Nord-ouest du horst anticlinal de Rahbat qui se caractérise par une structure complexe en plis faillés. Il apparaît sous forme d'un dôme recoupé par deux grands accidents de direction Est Ouest qui compartimentent les champs miniers en trois principaux blocs.

- Un bloc central.
- Un bloc méridional.
- Un bloc occidental avec une structure en horst et graben.

Le minerai zincifère du gisement de Chaabet El Hamra est composé d'après les travaux de l'O.R.G.M par deux corps minéralisés principaux appelés C1 pour le corps supérieur, et C2 pour le corps inférieur. Ces deux corps sont allongés en bande sur une longueur de 2700m et plongent de 10° vers le Nord-Ouest. Il existe des lentilles centimétriques formant ainsi un troisième corps C3.

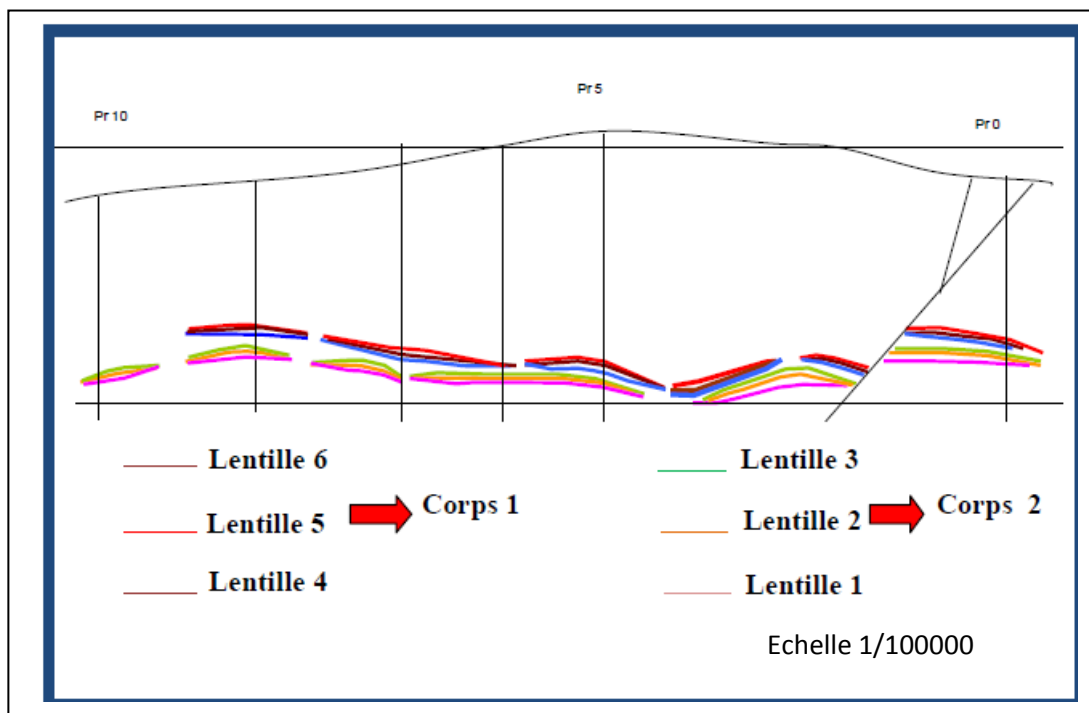


Fig III.6 : Coupe schématique du gisement de Chabet- El- Hamra avec la disposition des six lentilles composant les deux corps minéralisés (E.N.O.F, 2006).

La minéralisation plombo-zincifère de Chaabet El Hamra est représentée par les formations appartenant au Crétacé inférieur (Valanginien, Hautérivien, Barrémien), miocène discordant et les formations continentales post-miocène (Glaçon ,1967).

La minéralisation est associée aux calcaires partiellement ou totalement dolomités de l'Hauterivien. Signalons l'existence d'une minéralisation complètement oxydée dans les dolomies du Barrémien de CEH.

La minéralisation peut affecter tous les bancs dolomitiques de l'Hauterivien « supérieur », soit sur une trentaine de mètres. Ces couches s'intercalent entre des dolomies ocres et cavernueuses à la base et les alternances de grès argileux au sommet.

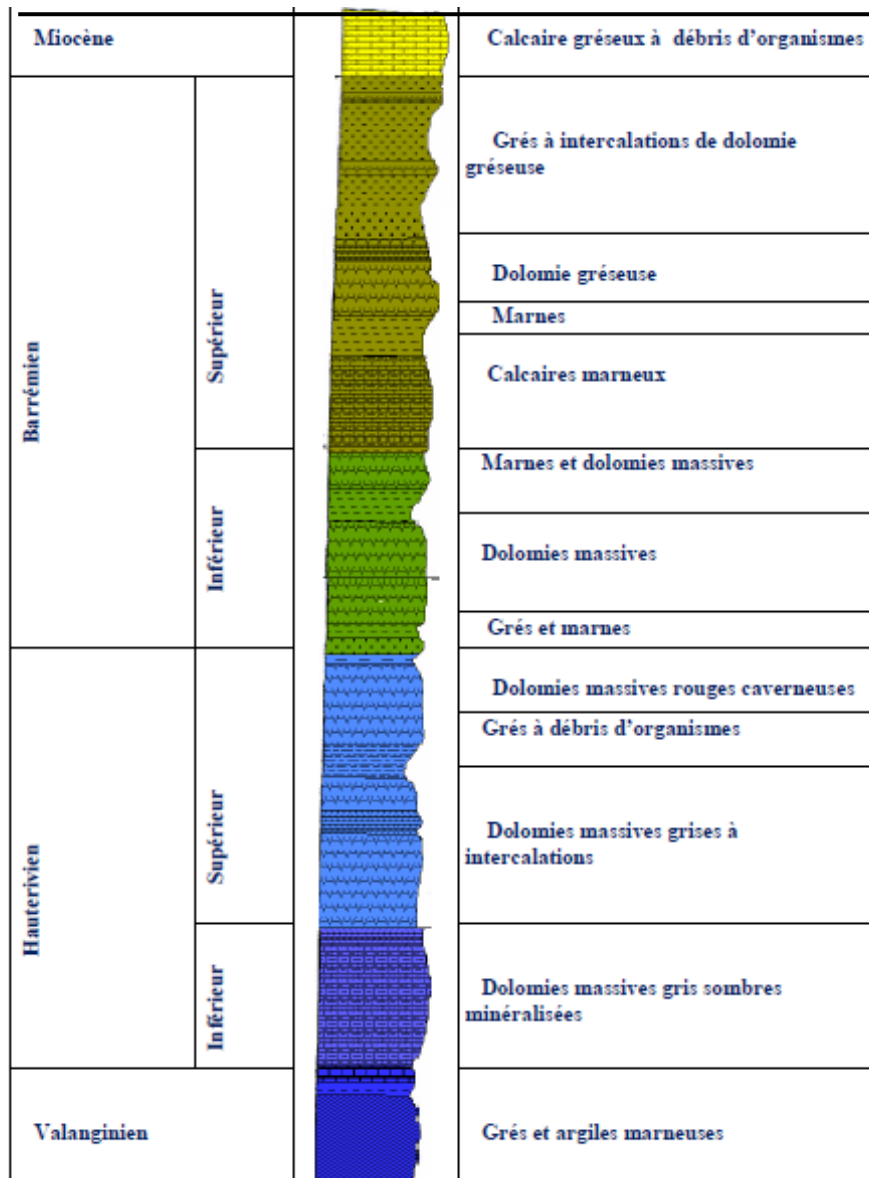


Fig II.7 : Colonne stratigraphique de la mine CEH (OUCHENE, 2010).

III. 4.1.2 La mine de Kherzet Youcef

La géologie de la mine Kherzet youcef est associée à une série dolomitique de plate-forme instables et subsidentes. Cette série est organisée en séquences régressives comprenant des bancs de dolomies et de courts intervalles de marnes, de dolomies marneuses et de laminites. Les dolomies sont des micrites très riches en matières organiques et en marcasite d'origine sédimentaire. C'est un gisement stratiforme à structure monoclinale.

A l'est, le gisement est limité par une grande faille normale dite « faille de Kherzet Youssef » de direction N-S à pendage 65 à 85° Est. Le flanc Est de cette faille s'enfonce à une très grande profondeur (700m) est recouvert par des formations terrigènes du tertiaire et quaternaire. La tectonique est essentiellement cassante avec des fissures diaclase et failles.

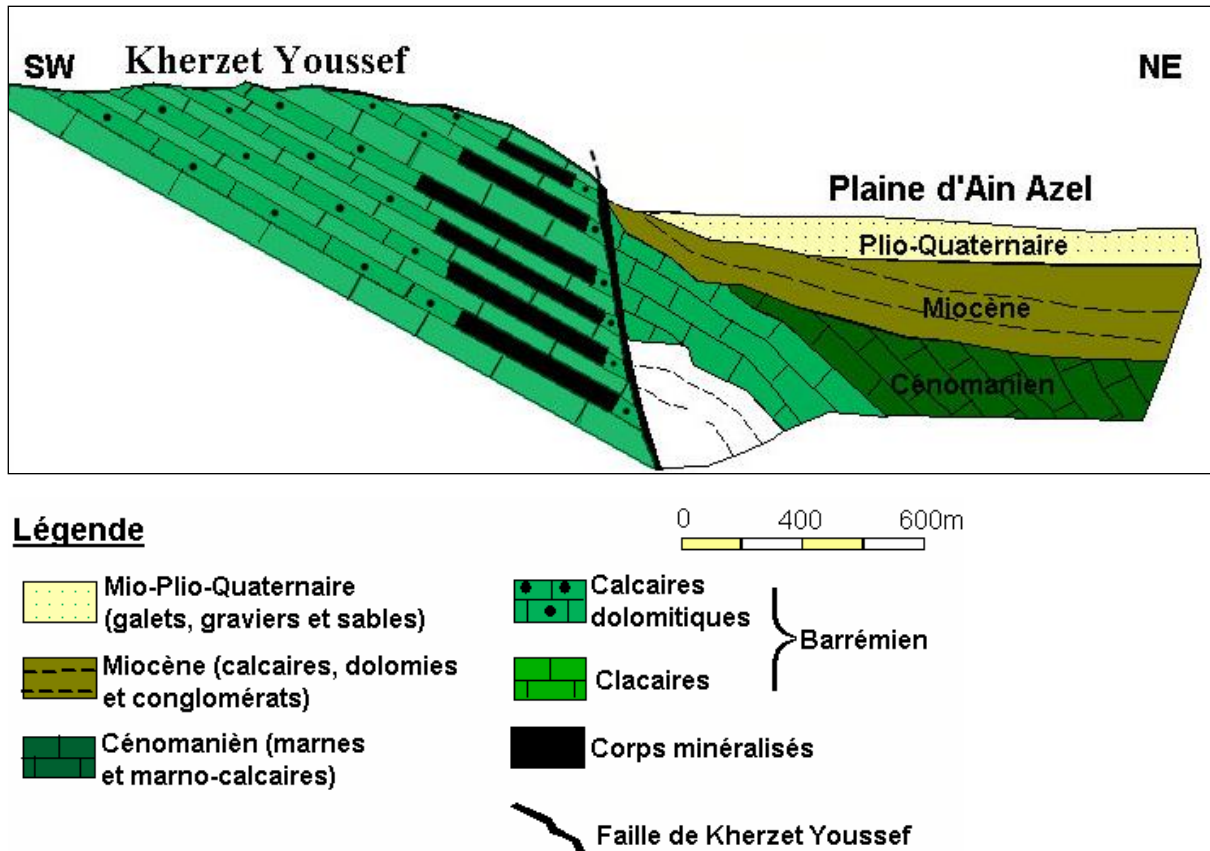


Fig II.8: Coupe géologique schématique de la région de Kherzet Youssef. (Glaçon, 1956)

Le gisement comprend une vingtaine de couches minéralisées à des intensités variables. Sept sont exploitables, le reste est en dessous des limites d'exploitabilité. (ENOF, 2011)

L'épaisseur totale de la série dolomitique métallifère est de 170-190m. La faille de Kherzet Youssef limite le gisement à l'Est. Les minéralisations commencent à 10-30m du mur de cette faille et 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. Ils sont séparés par un épisode d'affaissement qui a amené des dépôts réduits tidaux de plate forme ouverte (argiles, marno-calcaires noduleux et marnes) (Touahri, 1991).

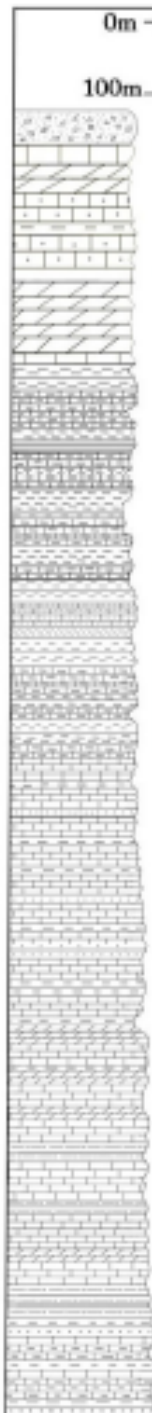
La morphologie dominante est celle d'amas stratiformes de runs plus ou moins allongés en direction NNE. Leur largeur varie de 60 à 150 m. Aucune tectonique n'affecte l'intérieur du gisement. Seules des déformations souples s'observent au mur de la faille.

L'épaisseur maximum d'un amas minéralisé peut atteindre 3m. (Touahri, 1991)

La série métallifère correspond à l'ensemble médian du Barrémien constitué par une alternance rapide de dépôts qui varient entre un pole argileux et un pole carbonaté. Il repose sur une série d'alternance de calcaire, de grès à intercalation de dolomies, marnes et argiles.

Cette série se termine par une quarantaine de calcimicrites argileux à fragments de grands Lamellibranches, à intercalations régulières de marnes et quelques bancs de calcisparites grises massives. L'ensemble médian minéralisé commence après un dernier banc de grès à passées marneuses.

La série métallifère se différencie en deux faisceaux séparés par 10-15 m de calcimicrites argileuses à Ostracodes et à intercalations calcaires à la partie inférieure (Bousdira, 2009).



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
Cénoomanien	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 calcaro-marneuse, dolomies et grès	Formation perméable

Fig III.9 : colonne stratigraphique de la mine Kherzet Youcef. (Aittouchak, 2006)

III.5 Minéralisation des mines Chaabet El Hamra et Kherzet Youcef

A l'échelle macroscopique et microscopique, la minéralisation se présente sous forme de remplissage de fractures qui auraient subi une stylolitisation intense et une fracturation compatible avec la contrainte qui aurait généré les stylolithes (Boutaleb, 2001).

1. Minéraux sulfurés

a. La sphalérite (ZnS)

C'est le minéral le plus abondant dans les gisements de Chabet El Hamra et de Kherzet Youcef, La sphalérite se présente en agrégats microcristallins de dimensions de 10mm ou en cristaux isolés de dimension allant de 0,08 mm à 0,03 mm. Elle peut être rarement associée à la galène, elle est pratiquement toujours liée à la présence de la pyrite, de la marcasite et aux différentes dolomites.

La teneur minimale de la sphalérite est de l'ordre de 10-15 % et atteint souvent les 40-60 % dans la mine de Kherzet Youcef (Henni., 1984) et 67.1 % dans la mine de Chaabet El Hamra. L'étude microscopique détaillée du minerai (Pb-Zn) a mis en évidence l'existence de deux générations de sphalérite selon la couleur des réflexions internes (M. Ouchene et Z. Midou, 2010). Celles-ci varient du brun foncé au brun clair à jaune clair.

Il faut noter l'irrégularité des répartitions de la sphalérite dans les dolomies encaissantes où cette dernière présente souvent une couleur sombre à cause de sa richesse en matière ferrugineuse.

L'étude microscopique montre que la sphalérite se présente sous forme de cristaux craquelés, hétérogranulaire parfois en plages subautomorphes à automorphe dans la dolomite, on distingue:

Une sphalérite (Sph. I.) : en grandes plages bien cristallisées souvent cataclasées. Elle peut remplir les interstices de la dolomite.

Une sphalérite (Sph. II) : de couleur jaune miel, qui se présente en gros cristaux subautomorphes dans les espaces laissés par la dolomite.

b. La galène (PbS)

Dans le gisement de Chaabet El Hamra, la galène est rarement observée. Elle se présente sous forme de grandes plages bien cristallisées très riches en arrachements triangulaires. (M. Ouchene et Z. Midou, 2010). Dans le gisement de Kherzet Youcef, la galène est présente avec une teneur de 10-15% et pouvant parfois atteindre 25-30% (**L. Attoucheik, 2006**).

c. La pyrite (FeS₂) ;

La pyrite dans la mine de Chaabet El Hamra se présente sous deux formes, en grains fins xénomorphes disséminés, en agrégats (0,3 à 0,5 mm) en filonnets (10 – 15 cm) de longueur (M. Ouchene et Z. Midou, 2010). Ces variétés de pyrite démontrent les étapes de la recristallisation. La pyrite comme la Sphalérite forme des corps minéralisés lenticulaires.

Pyrite I : elle se présente sous forme de cristaux disséminés dans la gangue de la dolomite, de dimension d'environ 0,05 mm.

Pyrite II : en agrégats cristallins, aplatis, les cristaux sont subautomorphes. Leur dimension varie de 0,3 à 1,2 mm

Dans la mine de Kherzet Youcef, la pyrite est rare et constatée exceptionnellement dans la roche argilo-carbonatée sous forme d'individus microscopiques (1 à 5 microns). Elle se présente aussi en petits grains disséminés dans l'encaissant dolomitique (A. Henni, 1998).

d. La marcasite (FeS) :

Elle se présente en agrégats cristallins aplatis. Dans la mine de Chaabet El Hamra, elle est toujours en pseudomorphose sur les cristaux automorphes de la pyrite II de (Khenniche, 2009).

Marcassite I : sous forme de petites baguettes occupant les interstices de la dolomite.

Marcassite II : en cristaux automorphes à sub-automorphes souvent cataclasés et les fractures sont remplies par la pyrite I.

Dans la mine de Kherzet Youcef, la marcassite est bien répandue au voisinage immédiat de la faille où il cimenter les brèches dolomitiques. Elle est irrégulièrement distribuée dans les couches minéralisées.

e. La chalcopirite Cu,FeS :

En association avec la galène ou sous forme d'inclusions, elle se présente sous forme de cristaux sub automorphes de couleur jaune doré.

2. Minéraux de gangue : (M. Ouchene et Z. Midou, 2010).

a. La dolomite ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$) :

Elle constitue le minéral principal de gangue et forme l'encaissant immédiat des sulfures, elle présente quatre aspects : compacte, caverneuse, renfermant des cavités et des fissures.

Les résultats de l'analyse spectrale, chimique et par microsonde des dolomites montrent que celles-ci contiennent les éléments suivants : **Pb (0,12 à 0,5%), Cd (0,002 à 0,005%), Cu (0,001 à 0,005%), Zn (0,005 à 0,07%)**. Ainsi que la présence de petites quantités de FeO (0,017%-0,16%) et MnO (0,08%-0,18%) (Henni, 1998).

b. La barytine (BaSO_4) ;

La barytine se rencontre rarement, elle est sous forme de filonnets de composition monominérale, c'est un minéral plus tardif que la sphalérite et la pyrite, elle est de couleur blanche, parfois rosâtre à cause des imprégnations d'hématites.

c. La calcite (CaCO_3) ;

Elle est présente dans les roches encaissantes sous forme de veinules et surtout en nids, tapissant les géôles formant des Druses bien développés. Par ailleurs elle représente le constituant principal des calcaires. (M. Ouchene et Z. Midou, 2010).

d. Le quartz (SiO_2) ;

Il s'agit d'un quartz diagenétique à cristaux subautomorphes à automorphes. On ne le trouve que rarement dans le gisement de Chabet El Hamra.

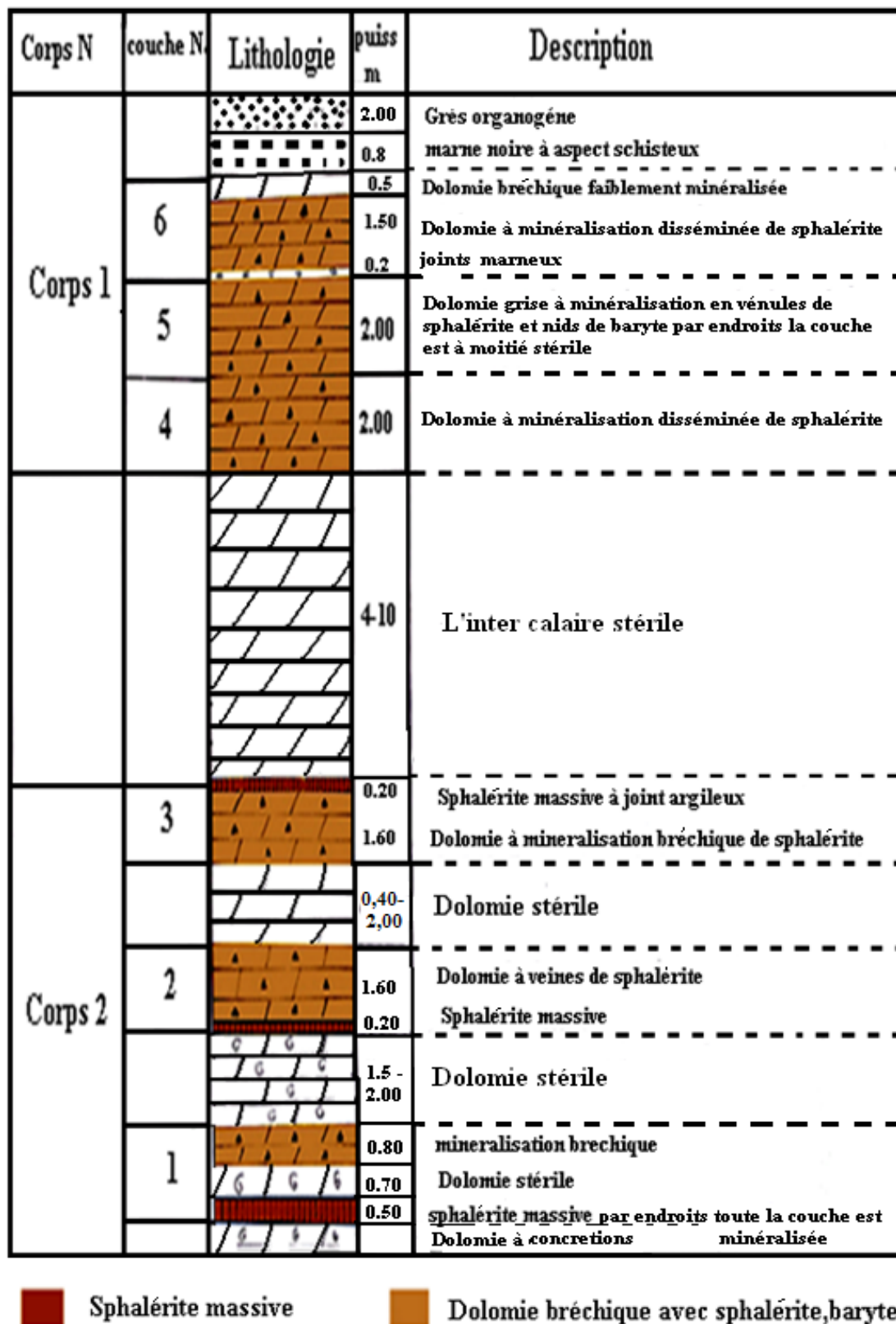
e. L'hématite

C'est un minéral très abondant et bien développé dans le champ minier de Chabet el Hamra, sous forme de petits nids, en veinules de 1 à 2 cm d'épaisseur. Parfois, elle est associée à des nids de barytine dans les veinules des dolomies associées à des cristaux de calcite rhomboédriques.

Dans les grès à grains fins du barrémien inférieur, celle-ci forme des rubanements fins et ondulés on explique sa présence par des conditions chimiques oxydantes lors de sa formation.

f. Fluorite (Ca F₂)

Elle est moins fréquente et se rencontre en association avec de la barytine et de la calcite à l'intérieur des vides.



Echelle 1/200

Fig III.10 : La minéralisation du gisement (faisceau supérieur et inférieur) (D'après TERRAMIN AUSTRALIA LIMITED).

Quelques exemples de brèches et de veinules minéralisées du gisement de Chabat-El-Hamra (Boutaleb et Al, 2001).

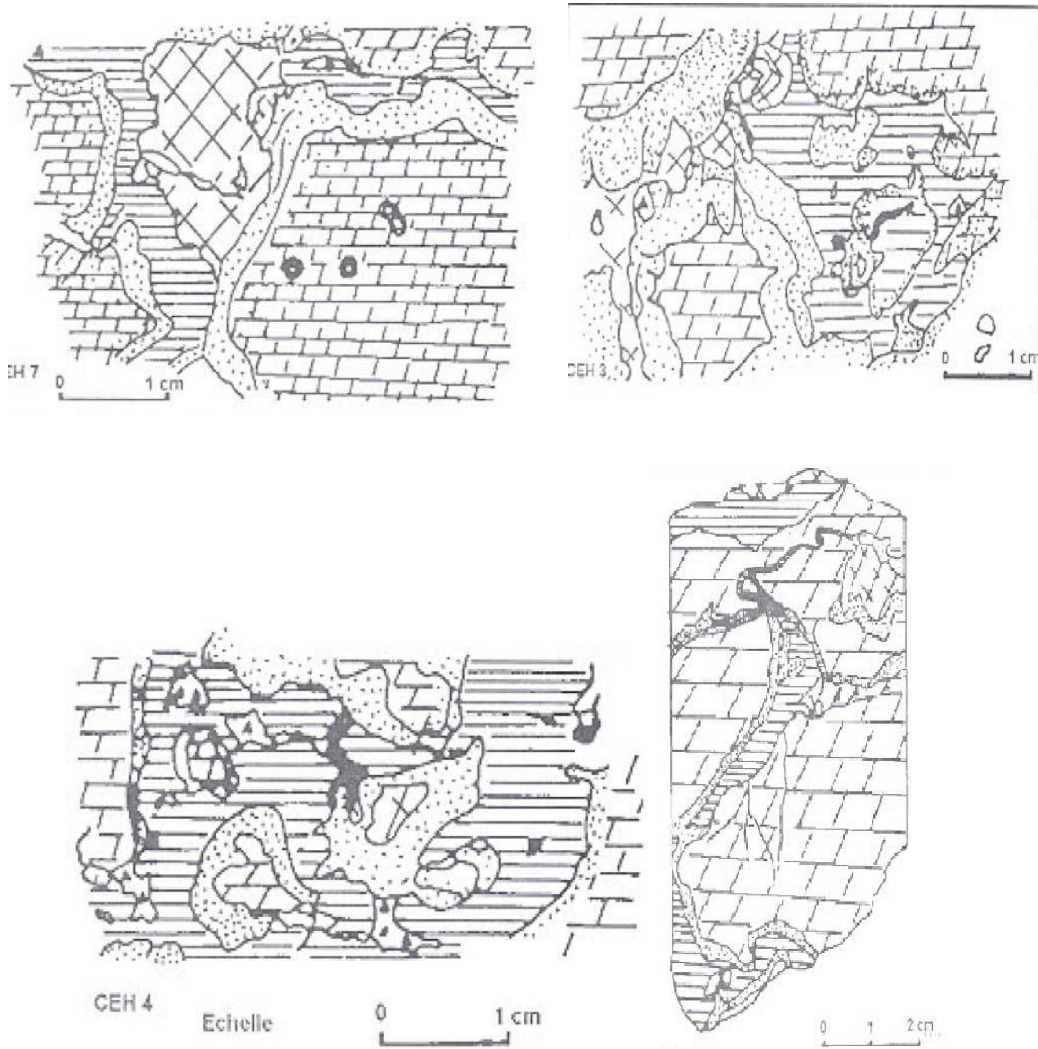


Fig III.11 : Fragment de carotte de sondage S408 268m

Légende :

	Dolomie		Sphalérite
	Marcasite et pyrite		Calcite tardive
	Galène		Stylolithe
	Restes de bioclastes épigénisés		

III.6. Aperçu hydrogéologique

1. Mine de Chaabet El Hamra

Une étude hydrogéologique menée par l'ORGM a confirmé l'existence de deux nappes, l'une dans les formations hauteriviennes et l'autre dans les formations barrémienne.

Lors de l'ouverture du niveau 960 m, ENOF a réalisé des travaux de surveillance du niveau piézométrique qui a été constaté au niveau 980 m et mené des travaux de pompage entre 50 m³ et 80 m³/heure pour le rabattement de la nappe jusqu'au niveau 960 m.

- a. **La nappe du Barrémien** se trouve dans la partie Nord-Ouest du gisement, située dans la couche dolomie-gréseuse. Les caractéristiques de cette nappe ne sont pas encore connues, ce qui impose de faire une étude hydrogéologique avant d'entamer l'exploitation de la partie inférieure du gisement.
- b. **La nappe Hauterivienne** se localise dans la partie centrale du gisement et est contenue dans les formations carbonatées à perméabilité de fissures.

Dans la partie orientale du gisement de Chaâbet El-Hamra, deux sondages hydrogéologiques ont été exécutés. Ces derniers ont donné des résultats négatifs et une absence de venue d'eau a été notée.

2. Mine de Kherzet Youcef :

D'après l'étude géologique, géophysique et l'hydrogéologique de l'ENOF et d'ORGM, quatre niveaux aquifères sont dénombrés.

- a. **La nappe barrémienne** : La nappe barrémienne est située à l'Ouest de la faille de Kherzet Youssef.

Le Barrémien est caractérisé par des formations sédimentaires constituées d'une alternance de calcaires, de marnes, de dolomies et de grés. Les corps minéralisés du gisement de Kherzet Youssef sont encaissés dans ces formations.

Le Barrémien est affecté par un réseau de failles et de fractures particulièrement développé au niveau du massif de Hadjar Labiod, permettant la circulation des eaux souterraines dans les formations calcaro-dolomitiques.

- b. **La nappe albo-aptienne** : La nappe albo-aptienne est située dans le compartiment Est de la faille de Kherzet Youssef . Elle est caractérisée par des calcaires karstiques avec des intercalations gréseuses, des calcaires marneux. Une faille formant une barrière étanche isole hydrauliquement cette nappe de la nappe barrémienne.
- c. **La nappe mio-plio-quaternaire** : La nappe mio-plio-quaternaire est 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.

- d. La nappe superficielle est alimentée directement par les précipitations et les eaux ruisselées en provenance des différents reliefs entourant la dépression intra montagnaise de Ain Azel. Ces principaux exutoires sont représentés par Sebket El Hamiet et Chott El Beida, ainsi que l'évaporation

Les eaux de cette nappe sont utilisées par les agriculteurs à travers leurs puits domestiques pour l'irrigation et la consommation humaine.

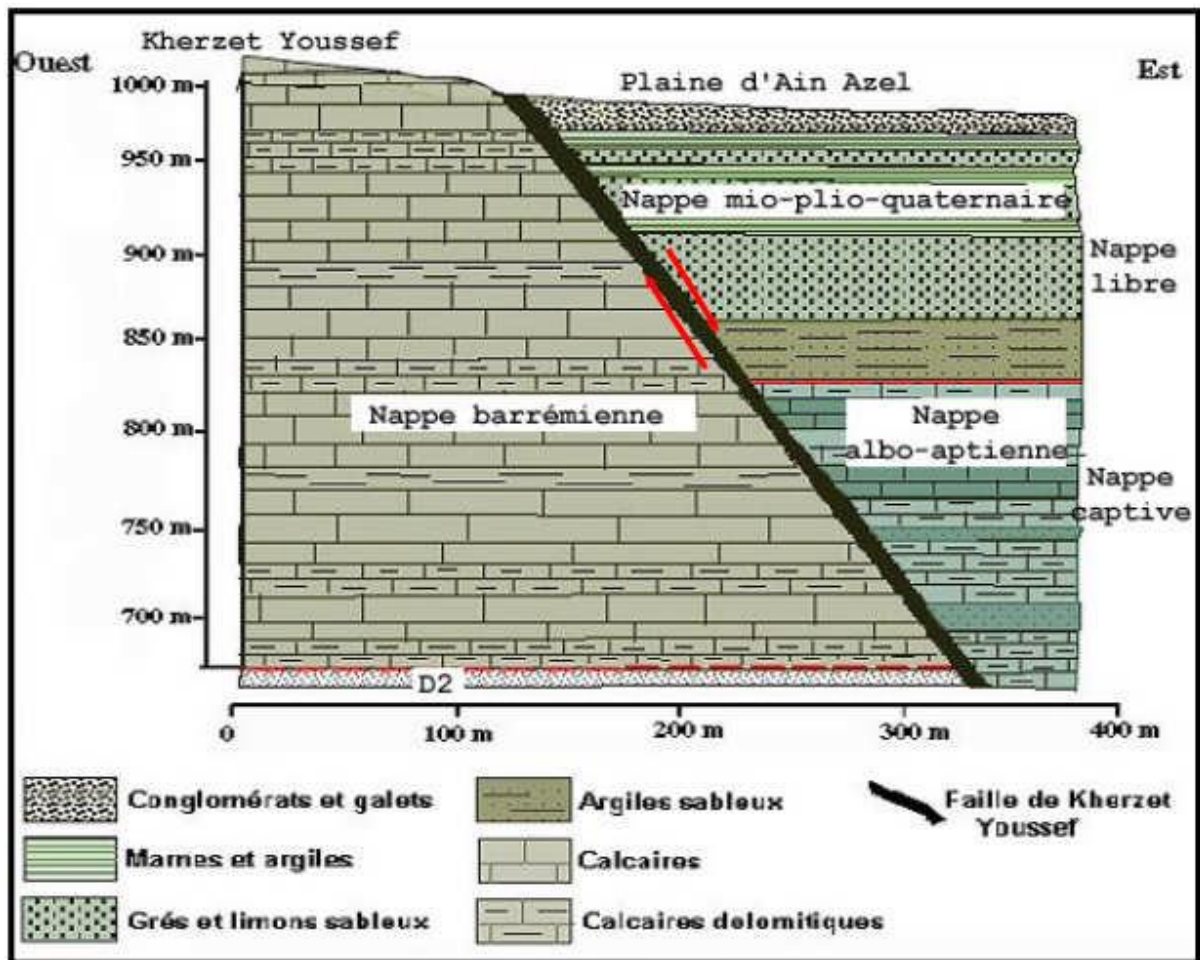


Fig III.12 : Coupe hydrogéologique schématique de la région de Kherzet Youcef.

(L. Attoucheik, 2006)

III.7 Les réserves géologiques

III.7.1 Les réserves de la mines Chabat El Hamra

Durant la période 1988 à 1991, des travaux d'exploration détaillée ont été menés par l'EREM ; ces travaux ont consisté à la réalisation d'un programme de sondages de 242 sondages totalisant 53 927 m.

Ces travaux, répartis sur 31 profils à maille 50 x 70 dans la partie centrale et 100 x 100 dans la partie Nord-Ouest, ont abouti à la mise en évidence d'un gisement zincifère de type stratiforme qui se présente sous forme de deux corps minéralisés superposés et séparés par un intercalaire stérile variant de 2 à 6 m. Ces deux corps encaissés dans des dolomies plongent en profondeur avec un pendage de 5° du profil 0 au profil 31 (400m de profondeur).

Trois méthodes de détermination des réserves géologiques ont été effectuées

- **ORGM**

Les réserves géologiques ont été évaluées à 5020000 tonnes à 5,57% de zinc réparties comme suit :

Tableau III.2 : Réserves géologiques du gisement de CEH (EREM, 2011)

N° du corps	catégories	Réserves géologiques	Teneur en Zn %
Corps 1	C1	2737000	5,23%
	C2	92200	5,18%
Sous total 1		2829200	5,23%
Corps 2	C1	2132500	6,03%
	C2	58900	5,60%
Sous total 2		2191400	6,02%
Total		5020000	5,57%

Le calcul des réserves a été réalisé par la méthode des blocs géologiques à une teneur de coupure de 3% de Zn

- **Expertise des réserves par SIDAM**

L'ENOF a engagé le bureau d'Etudes Canadien (SIDAM) pour la réalisation d'une expertise des réserves et d'une étude de faisabilité technique et économique du gisement.

Les résultats de l'expertise qui a été réalisée en 1992- 1993 ont abouti au même niveau des réserves globales calculés par l'ORGM. Le volume de réserves déterminé par la méthode des polygones d'influence est de 4808000 t à 6,41%, avec une teneur de coupure de 3%, découpé comme suit :

Tab III. 3 : réserves géologiques du gisement de CEH (expertise SIDAM)

N° du corps	Catégories	Réserves géologiques	Teneur en Zn %
Corps supérieur et inférieur confondus	C1	2602200	6,08%
	C2	2205800	6,80%
Total		4808000	6,41%

La différence existe cependant dans le degré de certitude de ces réserves.

Pour EREM, près de 90% des réserves sont en C1.

Pour SIDAM, près de 50% des réserves sont en C1.

En raison des conditions économiques de la période, la teneur de coupure économique retenue par SIDAM est de 5,50% (sur la base d'un cours de 975\$/t) et non plus de 3%.

Les réserves géologiques recalculées sur la base de ces nouvelles données, sont réparties comme suit :

Tab III.4: Réserves géologiques en fonction des teneurs de coupure

profils	Teneur coupure 3%	Teneur coupure 5,50%
0-16	3452000	1786000
16-31	1356000	595000
Total	4808000	2381000

- **Evaluation ENOF 1996**

Les réserves géologiques retenues par ENOF, pour une teneur de coupure de 4%, s'élèvent à 1 1750 000 t à 7.90% de Zn et les réserves exploitables de 1 207 000 t à 7.25% de Zn. Elles se décomposent comme suit :

Tableau III.5 : Nouveau calcul des réserves (ENOF, 1996)

N du corps	Cat	Réserves géologiques	Zn %	Réserves exploitables	Zn %
Partie supérieure	C1	293 000	8.02%	258 400	7.36%
	C2	414 000	7.90%	243 400	7.26%
Sous total 1		707 000	7.95%	501 800	7.31%
Partie inférieure	C1	315 000	7.82%	277 800	7.18%
	C2	728 000	7.87%	428 100	7.23%
Sous total 2		1 043 000	7.86%	705 900	7.21%
Total		1 750 000	7.90%	1 207 000	7.25%

III.7.2 Les réserves de la mine Kherzet Youcef

Tab III.6 : réserves géologiques et exploitable de la mine Kherzet Youcef

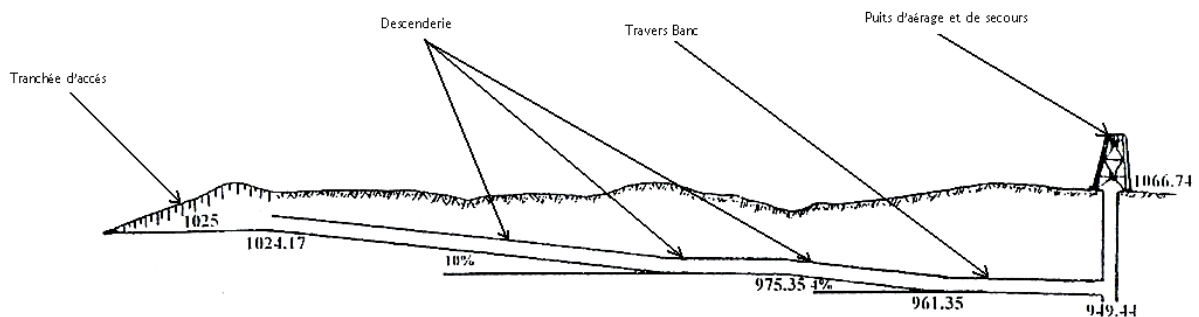
niveaux	catégories	Réserves géologiques et exploitables	Teneur %		tonnage récupérables	Teneur %	
			plomb	zinc		plomb	zinc
835-775	C ₁ + C ₂	1524600	11.24	1.61	1226693	9.78	1.40
775-692	C ₁ + C ₂	738510	9.74	1.80	694265	8.47	1.57
692- 415	C ₁ + C ₂	3488548	10.43	2.35	2806886	9.07	2.04
Total	C₁ + C₂	5751658	10.47	1.92	4727784	9.11	1.67

III.8. Exploitation

7.1 Mine de Chaabet El Hamra :

Les ouvrages miniers d'accès sont : (Larachi, 2001)

- ✓ Tranchée d'accès : placée dans la partie S-E du gisement, avec une longueur de 113m dans le niveau 1025m ;
- ✓ descenderie : elle est de section 20.60m² et de 650m à 700 de longueur;
- ✓ Travers-banc 960 ;
- ✓ Puits d'aérage : il est issu de travers-banc, de section 9.6m², bétonné et de 117m de profondeur.



FigIII 13: Coupe montrant les ouvrages d'ouverture du gisement Echelle 1/2500 (Meftah 2002).

Les ouvrages miniers pour le développement et préparation sont :

- ✓ Deux galeries intermédiaires de section 20,60 m² et de 182 m de longueur, donnant accès aux deux corps supérieur et inférieur.

- ✓ Des galeries d'accès aux blocs, et de roulage des engins, ainsi que de passage du personnel et d'aération.
- ✓ Une galerie de jonction entre les deux faisceaux minéralisés, de 20,960 m² de section et de 116 m de longueur (pente 7 à 8 ‰).

La méthode d'exploitation appliquée est **chambres et piliers**. Cette méthode comporte à tracer des chambres de 4 m de largeur, en chassant, laissant entre elle des piliers de 4 m de largeur et de 12 m de longueur ; puis, de récupérer en rabattant une partie des piliers par creusement de refont de 4 m on abandonne des piliers de 16 m² de section pour une section de chambre abattue de 40 m² (Larachi, 2001).

7.2 Mine de Kherzet Youcef

Les ouvrages miniers réalisés lors des travaux d'ouverture et de développement du gisement sont nombreux et diversifiés. Suivant les rapports consultés, portant sur l'exploitation, on dénombre les principaux :

- ✓ Le puits d'aération de longueur 95m, duquel est tracé le travers-banc du niveau 905m.
- ✓ Le puits d'extraction de longueur 321.5m de profondeur, duquel sont tracés les niveaux 835, 775 avec station d'exhaure, le niveau 692m équipé aussi de station de pompage.

Les deux puits sont liés par niveau 835 jusqu'au niveau 875 par une cheminée, et par une autre jusqu'au niveau 905.

La méthode d'exploitation appliquée est « chambres et piliers », dont les paramètres sont :

- Largeur de la chambre : 6m ;
- Longueur de la chambre : environ 60m
- Largeur des piliers : 3m ;
- Longueur du pilier : 6m ;
- Distances entre les piliers : 4m ;

III.9 Traitement du minerai

Le minerai abattu des deux mines est traité au niveau de laverie du complexe de Kherzet Youcef ; cette usine d'enrichissement a été conçue pour la valorisation de minerais plomb-zincifère par flottation.



Fig III.14: Vue générale du complexe minier de Kherzet Youcef montrant les différentes installations de la laverie.

La laverie est composée de plusieurs installations essentielles dont :

- Installations de préparation mécanique (concassage et broyage) ;
- Installations de flottation Pb/Zn et de classification ;
- Installations de traitement gravimétrique ;
- Aires de stockage de minerais abattus et de concentré ;
- Laboratoire d'analyse chimique ;
- Atelier de préparation des réactifs de flottation ;
- Silos de stockage de minerais concassés ;
- Blocs administratifs et une base de vie ;
- Des épaisseurs et système de séchage du concentré ;
- Ateliers de réparation mécanique des équipements ;
- Magasins ;

En fin, un parc de stockage des résidus de traitement.

En effet, elle était l'une des plus importantes réalisations industrielles et fierté de l'Algérie dans le domaine minier !!

Depuis son démarrage, la laverie a connu plusieurs destins et modifications, suivant les caractéristiques de minerais, conditions technico-économique et type de concentré.

Dans les années 80, la laverie est alimentée par le minerai de la mine plombo-zincifère de Kherzet Youcef ; suite à l'inondation de cette dernière en 1990, la laverie a traité un minerai zincifère de la mine Chabet El Hamra. Elle est à l'arrêt depuis 2005.

III.9.1 Etapes de traitement

Comme cité au-haut, la laverie a produit deux concentrés Zn/Pb, en traitant un minerai plombo-zincifère, ensuite, seulement le concentré de Zn par le traitement d'un minerai zincifère.

1. Enrichissement d'un minerai zincifère

Préparation mécanique à sec

Le minerai tout-venant, d'une granulométrie inférieure à 350 mm, subit primitivement un pré-criblage à 80 mm afin de permettre au concasseur primaire à mâchoires de capacité de l'ordre de 400 tonnes ne traiter que la fraction supérieure à 80 mm et avoir ainsi un rendement optimal de concassage. Le produit du concasseur primaire (fraction de 0 - 80 mm) subit un criblage à 15 mm et la fraction grosse de 15 - 80 mm est traitée en circuit fermé dans un concasseur secondaire giratoire.

La fraction de 0 - 15 mm obtenue à l'issue de cette préparation mécanique à sec est ensuite dirigée vers une ultime préparation mécanique par voie humide (broyage-classification).

Broyage – classification

Le minerai avec une granulométrie inférieure à 15 mm subit une opération de lavage et de criblage suivie d'une opération de broyage et de classification, avec une cadence de l'ordre de 14 à 15 tonnes/heure. Le broyage de la fraction 0 -15 mm se fait dans un broyeur à boulets qui fonctionne en circuit fermé avec un classificateur à spirale.

Un deuxième petit broyeur à boulets est placé en série avec le premier, afin d'augmenter la réduction des sables du classificateur. (Alouache, 2006)

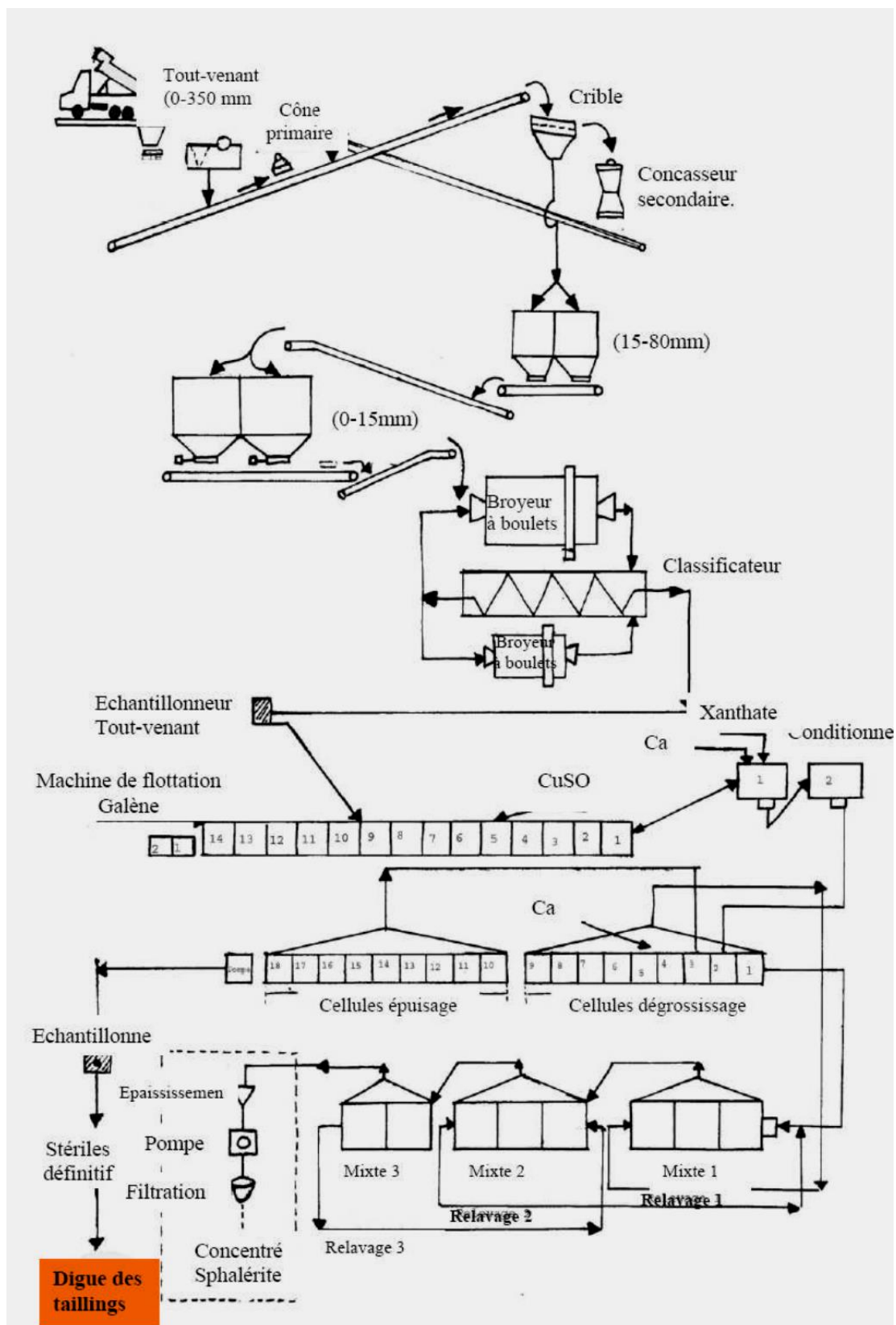


Fig III.15 : Schéma technologique de traitement minier zincifère du complexe de Kherzet Youcef (ENOF, 2010).

Flottation – filtration

Après la préparation mécanique, le minerai est traité par flottation au terme de laquelle des concentrés sont obtenus et à partir desquels on procède à l'extraction des minéraux économiques. Il s'agit d'un circuit de flottation simple, à un seul produit (Zinc), qui est constitué des étapes suivantes :

- Flottation principale ou dégrossissage de Zinc ;
- Flottation de contrôle ou épuisage du Zinc ;
- Trois stades de flottation de relavage du concentré de Zinc.

A noter que le pré-concentré du premier relavage et les mousses de l'épuisage sont renvoyés en tête du dégrossissage, tandis que les produits non flottés de l'épuisage sont dirigés vers la digue des stériles.

Les mousses du 3ème relavage, qui constituent le concentré de Zinc, sont décantées dans un épaisseur avant de passer à travers des filtres rotatifs à vide pour être stockées sous forme de produit marchand à l'air libre.

Le concentré obtenu à une teneur de 53% en Zn avec un taux de récupération du métal contenu dans le minerai de l'ordre de 85%.

Les réactifs utilisés pour la flottation de Zinc dans l'usine de traitement du minerai de Chaâbet El- Hamra sont les suivants : (Allouache, 2006)

- La chaux hydratée comme régulateur avec une consommation moyenne de 2560g/t ;
- Le sulfate de cuivre, comme activant une consommation moyenne de 250 à 500g/t ;
- Le Xanthate Isobutyl, comme collecteur une consommation moyenne de 50 à 150 g/t ;
- L'huile de pin, comme moussant, de 25 à 75 g/t ;
- Le Sulfate de Zinc.

L'usine de traitement a subi une rénovation en 2004.

Dans l'état actuel, il est impossible de préconiser une réhabilitation excepté :

- La réparation des virages et de conforter la toiture du local de l'usine.
- Le nettoyage de l'installation et des différents équipements.
- La protection des moteurs et autres coffrets électriques.

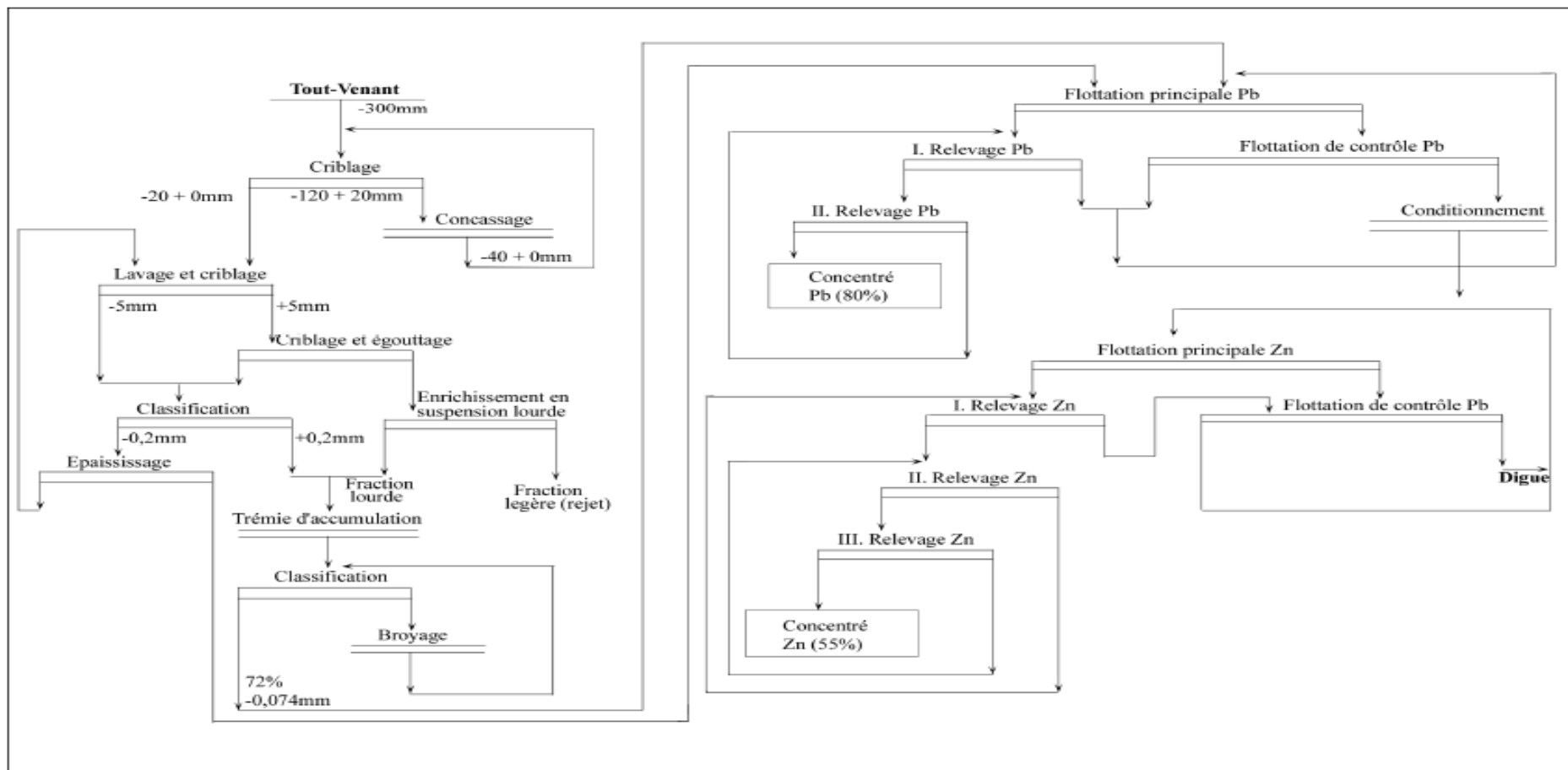


Fig III. 16 : Schéma technologique de traitement plombo-zincifère de la laverie de Kherzet Youcef (ENOF, 2010)

IV. Caractérisation des résidus de la laverie

IV.1 Echantillonnage des résidus de la digue

L'échantillonnage est une étape nécessaire dans les études géologique et/ou minière. Il permet de réduire la fraction d'un lot ainsi que la procédure de prélèvement de manière à assurer la représentativité. Dans notre domaine, il existe plusieurs plans d'échantillonnage, pour notre problématique, nous avons opté alors, au plan d'échantillonnage classique. Ce plan consiste à diviser la surface de la digue en 6 zones, dont chaque zones nous avons prélevé un échantillon représentant la digue d'une profondeur allant jusqu'à 1.5m à l'aide d'une tarière.

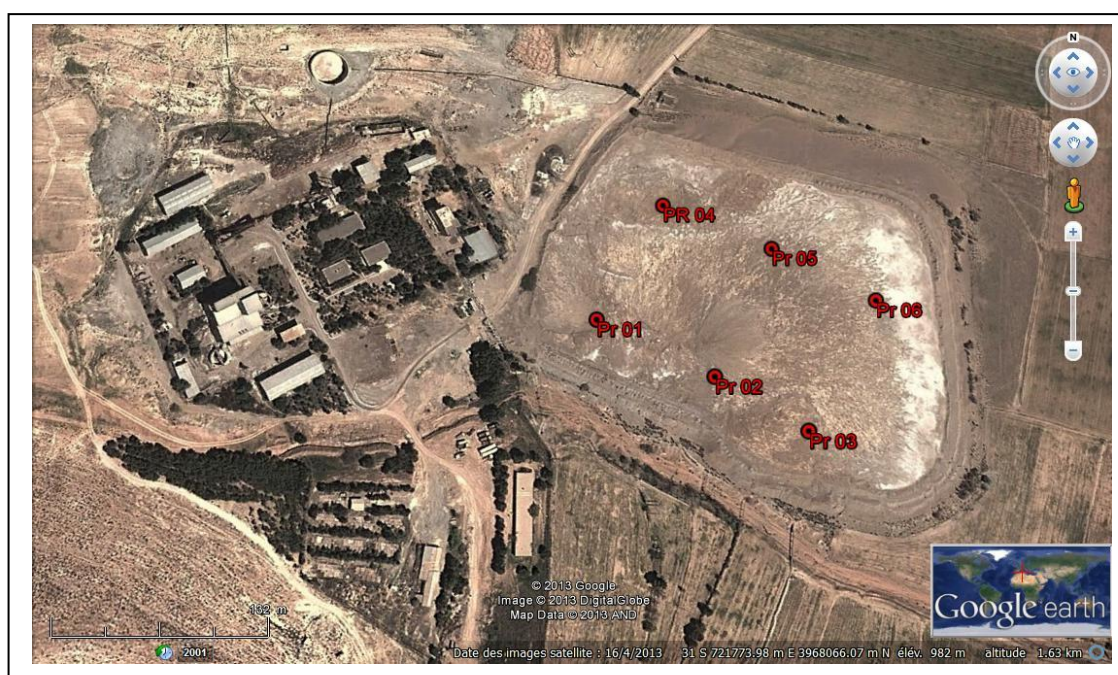


Fig IV.1 : Plan d'échantillonnage appliqué

Tableau IV.1 : Coordonnées des points de prélèvement des six échantillons.

	Latitude	Longitude
P 01	35°49'55 N	5°27'19 E
P 02	35°49'54 N	5°27'22 E
P 03	35°49'54 N	5°27'22 E
P04	35°49'57 N	5°27'21 E
P05	35°49'56 N	5°27'24 E
P06	35°49'55 N	5°27'27 E

Pour atteindre nos objectifs, deux campagnes successives d'échantillonnage ont eu lieu pendant nos recherches, la première en Décembre 2011, alors que, la deuxième a été faite en Avril 2012. A chaque fois, six échantillons prélevés d'environ 30 kg chacun.

La recherche bibliographique nous a permis de constater que la digue de Kherzet Youcef est constituée progressivement durant 34 ans ; il est certain durant cette période des phénomènes géochimiques apparaissent.

En effet, nous avons constaté sur la digue, durant no deux campagne :

- Superposition des couches de couleurs différentes ;
- Altération des minéraux;
- Formation des minéraux secondaires comme le gypse.

IV.2 Préparations des échantillons avant l'analyse, norme AFNOR NF X 31-427

Au laboratoire, les échantillons ont été séchés à l'air libre pendant dix jours et stockés. Ensuite, chaque échantillon a été homogénéisé et divisé en sous échantillons par quartage pour les différents types de caractérisation et d'étude.

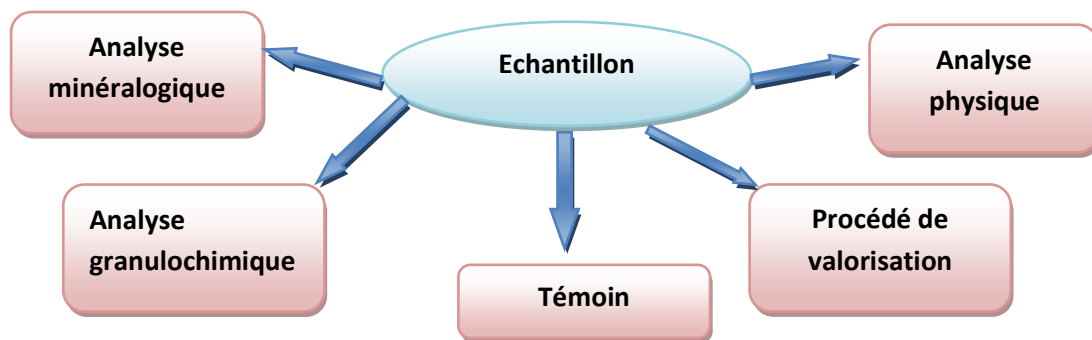


Fig IV.2 : Schéma d'orientation des sous échantillons

Dans le but de minimiser les risques d'erreur sur la composition des sols liés à leur hétérogénéité et pour obtenir la masse de résidus nécessaire pour les analyses et tests, un échantillonnage intermédiaire s'est effectué à l'aide d'un diviseur d'échantillons à cône rotatifs qui permet de diviser facilement en (huit) parties représentatives la totalité d'un échantillon initial, chaque partie étant recueillie dans un flacon de manière séparée, en répétant cette initiative, le résidu résultant des sols est ainsi préparé aux traitements.



Fig VI. 3 : Echantillonneur de type Retch

L'analyse des rejets est un procédé complexe de par la multiplicité des paramètres à mesurer pour caractériser complètement un échantillon: densité, humidité, granulométrie, composition minéralogique, pH, carbonates, concentration en métaux, etc. À cette fin, un arsenal de méthodes normalisées est mis au point pour mesurer tel ou tel paramètre.

IV.3 Caractéristiques physiques

Dans notre travail, l'identification des propriétés physiques des sols a une grande importance, car ces dernières nous serviront par la suite à expliquer certains de leurs comportements. La plupart de ces caractéristiques se mesurent habituellement en laboratoire ou sur site.

Les principales caractéristiques physiques déterminées à partir des essais de laboratoire sont :

1. Détermination de l'humidité résiduelle, norme AFNOR NF X 31-102 (1992)

L'humidité résiduelle est définie comme la masse perdue après un séchage à l'étuve à 105°C d'un échantillon dont la masse est constante. Sa mesure permet de déterminer la masse sèche d'un échantillon du sol. L'humidité résiduelle H est exprimée en pourcentage massique et elle est calculée par la relation suivante:

$$H (\%) = \frac{m_0 - m_1}{m_0} 100 \quad \dots\dots\dots (IV.1)$$

m_0 : la masse initiale d'échantillon séché à 40°C ;

m_1 : la masse finale, après séchage à 105°C pendant 24 heures et refroidissement.

Tab IV.2 : résultats de l'état d'humidité des rejets de la digue

	Masse initiale m_0	Masse finale m_1	H%
Echantillon 01	40,09	39	2,71
Echantillon 02	44,45	38,35	13,72
Echantillon 03	45,47	42,76	5,95
Echantillon 04	20,09	19,02	5,32
Echantillon 05	29,95	27,06	9,64
Echantillon 06	29,69	24,85	16,30

On déduit de ce tableau que l'état d'humidité des différents échantillons varie de 2,7% à 16,30%. L'échantillon 01 montre un taux très faible d'humidité avec une valeur de 2,71%, contrairement aux autres échantillons.

2. Poids volumique

Le poids volumique du solide est défini comme le rapport de son poids sur son volume. Il a été déterminé par la méthode pycnométrique qui consiste à combler les interstices du sol par de l'eau.

• Mode opératoire

- Peser le pycnomètre vide : **masse m1**.
- Prendre environ 25 grammes d'un sol.
- Verser environ 25 g du sol préalablement séché dans le pycnomètre.
- Peser de nouveau le pycnomètre : **masse m2**.
- Remplir le pycnomètre à moitié avec de l'eau distillée et placer le tout sur la plaque chauffante et laisser chauffer (pour dégager les bulles d'air).
- Arrêter le chauffage quand l'eau est portée à ébullition.
- Laisser refroidir.
- Compléter avec de l'eau distillée jusqu'à la graduation 250 cm³ et peser de nouveau le pycnomètre: **masse m3**.
- Vider le pycnomètre, le nettoyer et le sécher.
- Remplir le pycnomètre avec de l'eau distillée jusqu'à la graduation 250 cm³ et peser de nouveau le pycnomètre : **masse m4**.

- **Calcul**

La densité des grains solides du sol est donnée directement par la formule

$$d = \frac{\rho_s}{\rho_w} = \frac{m_2 - m_1}{m_4 - m_1 - m_3 + m_2} \dots\dots\dots(IV.2)$$

Tab IV.3 : les résultats de la densité

Echantillons	Densité
Echantillon 01	2,69
Echantillon 02	2,76
Echantillon 03	2,83
Echantillon 04	2,92
Echantillon 05	2,74
Echantillon 06	2,77

3. Détermination du pH

Le pH permet de déterminer l'aptitude du matériau à neutraliser les solutions acides ou basiques auxquelles il est soumis à l'aide d'un pH-mètre selon la norme **AFNOR NF X31-103 (1992)**. La spéciation, la mobilité et la biodisponibilité des éléments traces métalliques sont liées à la valeur du pH.

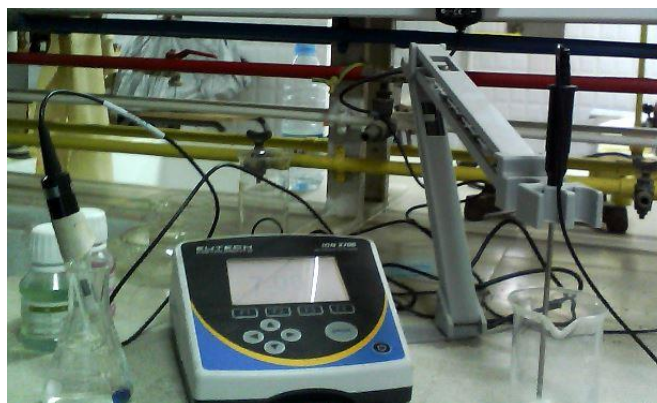


Fig IV.4 : pH-mètre

Il existe plusieurs méthodes pour la mesure de cette importante caractéristique physico-chimique. Ces méthodes consistent à mettre en contact le matériau, pendant un temps donné, avec des solutions acides, basiques ou neutres pour un rapport solide/liquide fixé. La norme ISO 10390 recommande l'utilisation de l'eau (pH H₂O) pour mesurer l'acidité réelle (appelée aussi acidité actuelle ou active) et une solution de KCl (pH KCl) pour mesurer l'acidité d'échange (ISO, 2005).

- **Mode opératoire**

10 g de sol sont mis en suspension dans 50 mL d'eau distillée, agités pendant 1 heure sur une plaque d'agitation. Puis laisser au repos pendant 2 heures.

Le pH est ensuite mesuré à l'aide d'un pH-mètre.

4. Détermination de la teneur du carbonate

Le principe de cette analyse est de déterminer le volume de dioxyde de carbone dégagé sous l'action d'acide chlorhydrique en excès pour un échantillon préparé pour l'essai (1g). L'essai s'effectue au calcimètre BERNARD avec support.

La détermination se fait par dissolution du carbonate de calcium (CaCO_3) contenu dans le sol avec l'acide chlorhydrique. L'acide étant en excès dans la réaction, le volume de gaz carbonique (CO_2) dégagé est proportionnel à la quantité de CaCO_3 contenu dans l'échantillon.



La teneur pondérale en carbonate (%) est le rapport entre la masse de carbonate contenu dans ce sol à sa masse sèche totale.

- **Méthodes**

Suite à un séchage de l'échantillon et broyage, l'échantillon est placé dans un flacon. Une burette graduée sera installée à la suite de ce flacon et représentera un témoin de mesure du volume de dioxyde de carbone dégagé lorsque l'échantillon sera en contact avec l'acide chlorhydrique (0,1N).

Les conditions de "la prise d'essai" seront mesurées par le thermomètre et le baromètre.

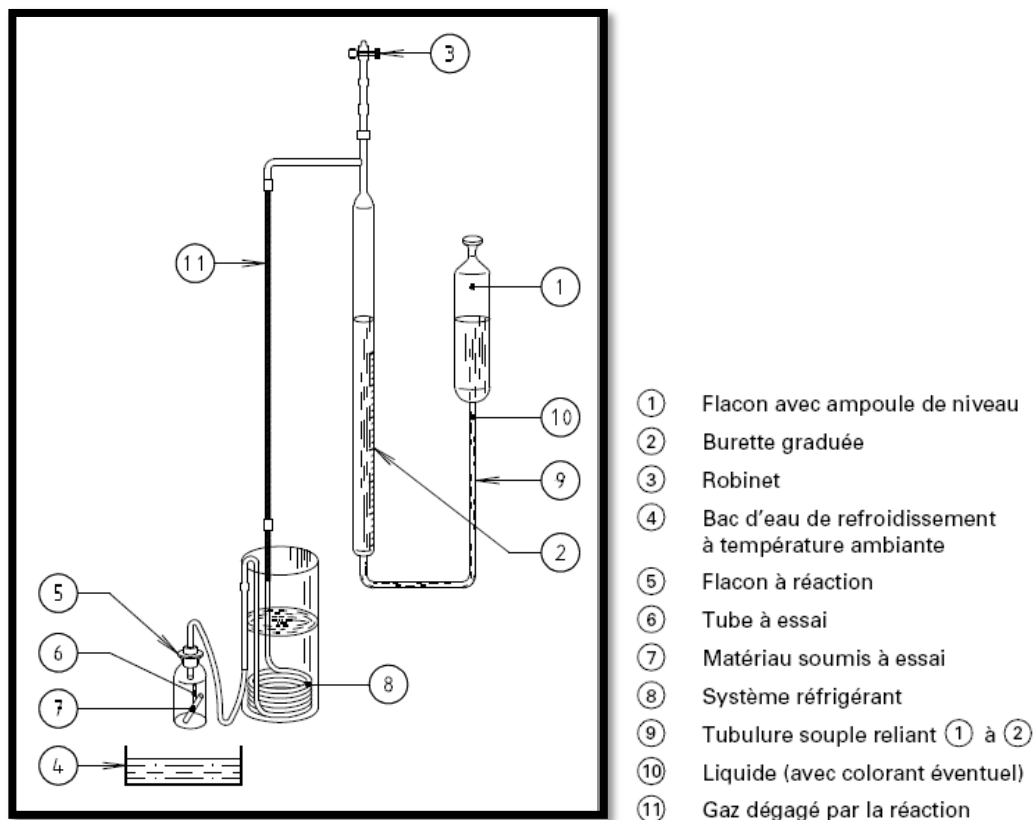


Fig IV.5 : schéma représentant un calcimètre Bernard

$$\% \text{CaCO}_3 = \frac{V_e \times 0,3}{V_c \times P_S} \dots\dots\dots(\text{IV}.3)$$

Avec : V_e = Volume de CO_2 dégagé par l'échantillon

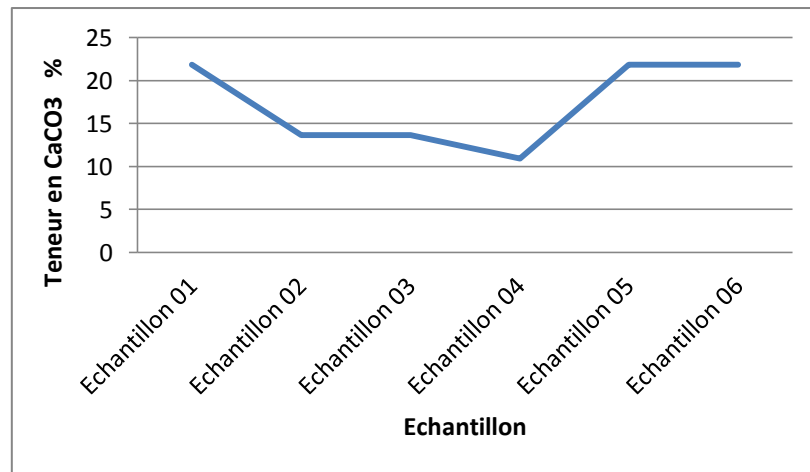
V_c = Volume de CO_2 par 0,3 g de carbonate

Tab IV.4: résultats présentant le taux de carbonates

Echantillons	Taux de carbonates (%)
Echantillon 01	21,81
Echantillon 02	13,63
Echantillon 03	13,63
Echantillon 04	10,90
Echantillon 05	21,81
Echantillon 06	21,81

D'après les résultats enregistrés, on constate que les rejets de la digue contiennent des quantités importantes en carbonates particulièrement les échantillons 01, 05 et 06 dont les

teneurs dépassent 20%. Ces quantités élevées s'expriment par la richesse de la zone en dolomie.



FigIV.6 : courbe représentant les teneurs des carbonates dans les rejets

IV.4 Caractéristiques minéralogiques et chimiques des résidus de la digue

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 μm . 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.

L'identification minéralogique a été réalisée par la diffraction rayon X (annexe C) de trois échantillons ; les minéraux identifiés sont représentés dans le tableau IV.5

Tableau IV.5 : Composition minéralogique de la digue

classes	Minéraux principaux
sulfures	Chalcopyrite CuFeS_2 Marcassite FeS_2 Pyrite FeS_2 Sphalérite ZnS Galène PbS
carbonates	Dolomite $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ Minrecordite $\text{CaZn}(\text{CO}_3)_2$ Ankérite $(\text{Fe}, \text{Mg}, \text{Mn})(\text{CO}_3)_2$
Silicates	Quartz Tridymite SiO_2
Sulfates	Gypse $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ Scotlandite PbSO_3 Anglésite PbSO_4
Elément natif	Graphite C

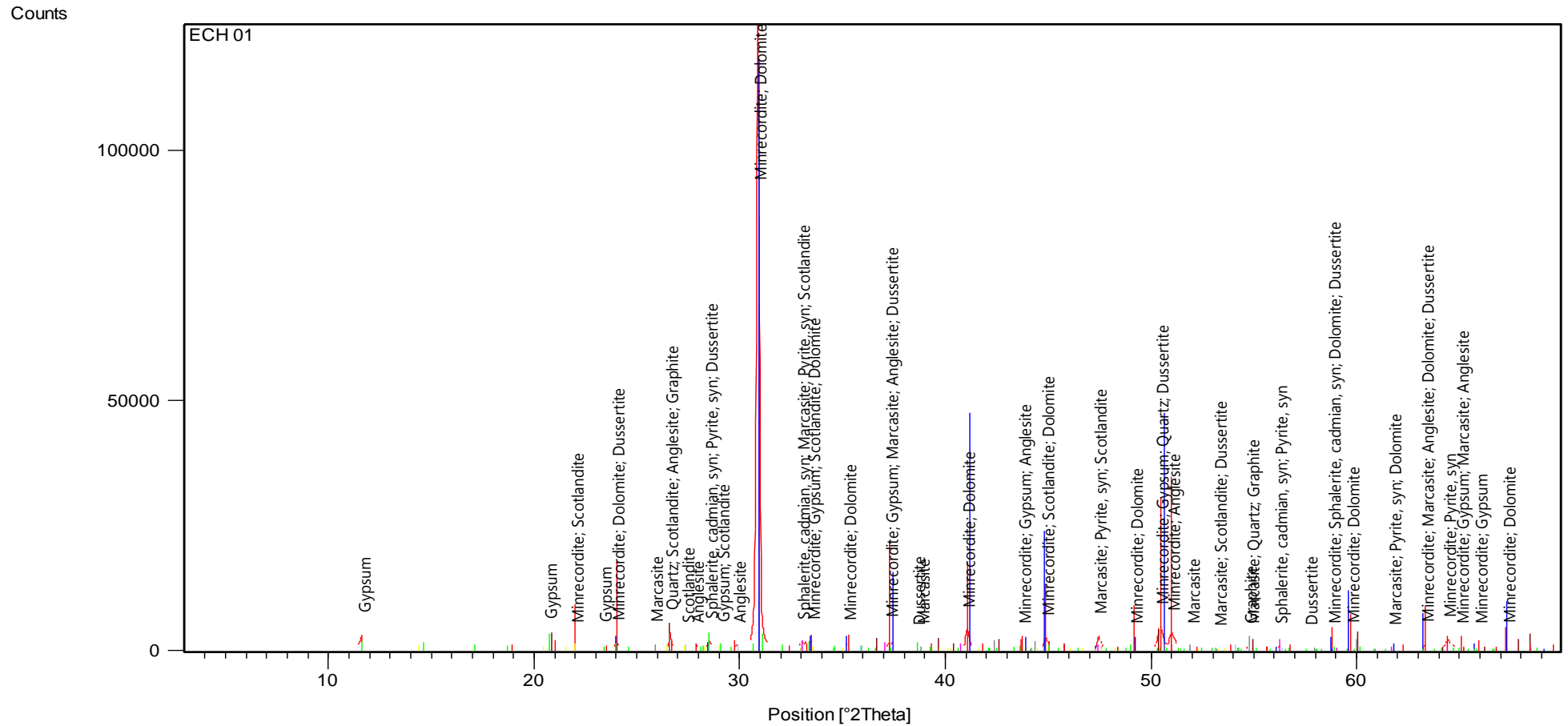


Fig IV. 7 : résultats de la composition minéralogique pour l'échantillon 01

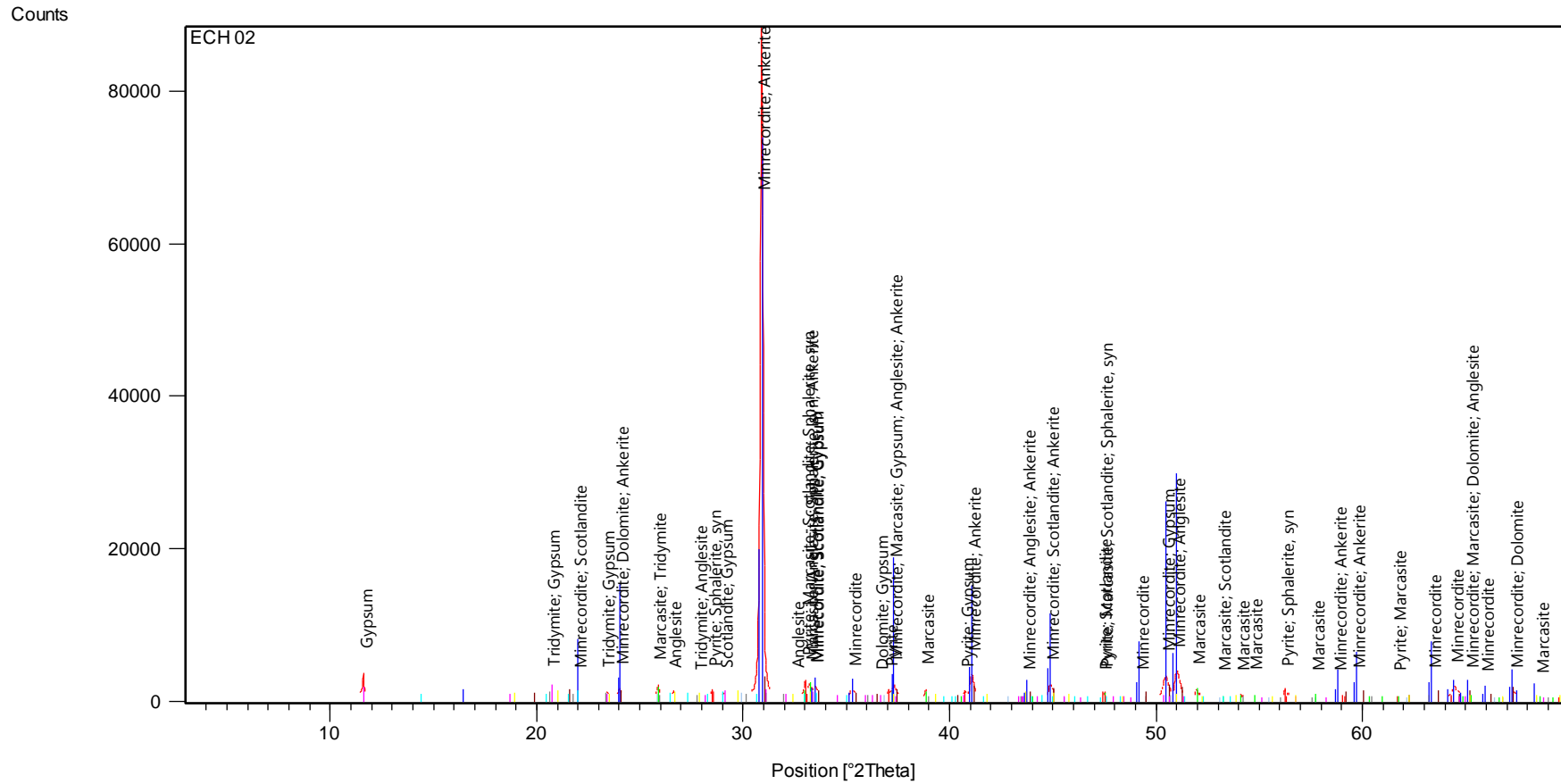


Fig IV. 8 : résultats de la composition minéralogique pour l'échantillon 02

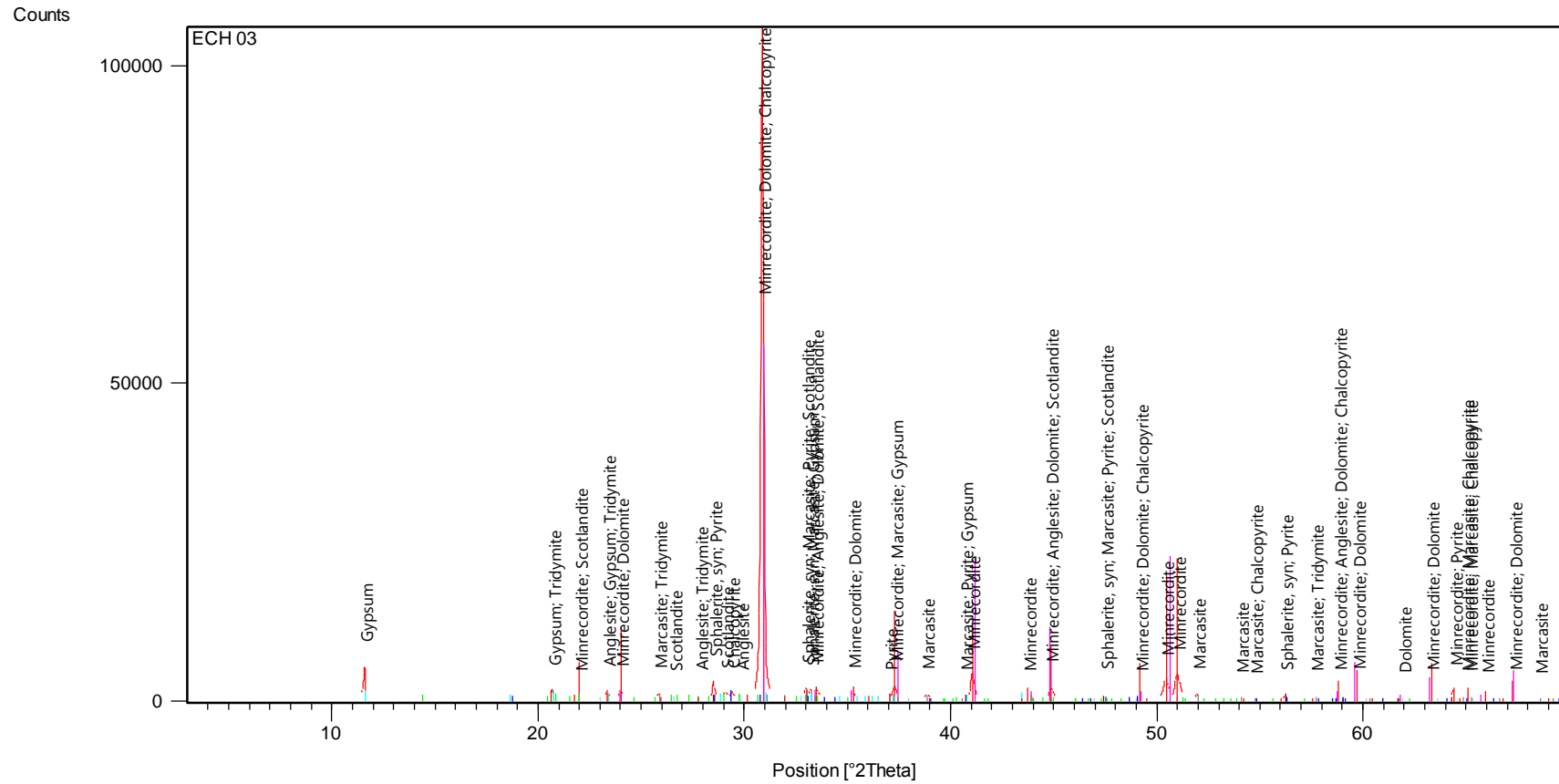


Fig IV. 9 : résultats de la composition minéralogique pour l'échantillon 03

IV. 5 Caractérisation chimique

1. Analyse granulométrique

L'analyse granulométrique a pour but de déterminer quantitativement la distribution des particules de sol par classes de diamètres et de fournir des fractions granulométriques pour les caractérisations prévues dans les étapes suivantes (granulo-chimie, minéralogie,...). La taille des particules a une influence sur de nombreuses caractéristiques du sol (surface spécifique, perméabilité...) et donc sur le comportement des polluants par les phénomènes d'infiltration et de rétention des éléments traces métalliques.

Le nombre et la grandeur des classes de diamètres dépendront de l'objectif pour suivi et, éventuellement, de l'importance de l'échantillon dont on dispose.

- **Protocole expérimental**

L'analyse granulométrique des échantillons de la digue a été réalisée au moyen d'une série de tamis de dimensions comprises entre 630 μm et 40 μm . Vu la finesse des grains, le tamisage humide a été préféré au tamisage à sec pour éviter en particulier le collage des particules fines sous l'effet des phénomènes d'électricité statique. Cette analyse a été opérée selon la norme européenne EN 933-1.

L'essai consiste à classer les différents grains constituant l'échantillon en utilisant une série de tamis emboîtés les uns sur les autres, dont les dimensions des ouvertures sont décroissantes du haut vers le bas. Le matériau étudié est placé en partie supérieure des tamis et les classements des grains s'obtiennent par vibration de la colonne de tamis.

- **Matériels utilisés :**

-Plateau.

-dispositif de lavage.

-Balance électronique précise à $\pm 0.1\%$ de la masse de la prise d'essai.

-Echantillon à analyser (300g).

-Une série de tamis de la norme AFNOR, grillagés en acier inox et dont les diamètres varient comme suit :

(0.6mm>0.5mm>0.4mm>0.315mm>0.25mm>0.2mm>0.16mm>0.125mm>0.1mm>0.08mm>0.063mm>0.05mm>0.04mm)

La taille des mailles des tamis est normalisée, elle correspond aux termes d'une suite géométrique de raison 1.259. Chaque dimension de maille d'un tamis correspond donc à la dimension du précédent multipliée par 1.259.

-Agitateur ou tamiseuse.

-étuve (un dispositif de séchage).

-Bacs, brosses

-fond et couvercle



Fig IV.10 : Tamiseuse de type Retch

- **Description de l'essai :**

On effectue un lavage en plaçant la prise d'essai dans un récipient, une période de trempage de 24h facilite la séparation des amas.

Le matériau sera séché à l'étuve à une température de 105°C. On emboîte les tamis les uns sur les autres, dans un ordre tel que la progression des ouvertures soit croissante du bas de la colonne vers le haut. En partie inférieure, on dispose un fond étanche qui permettra de récupérer les fillers pour une analyse complémentaire. Un couvercle sera disposé en haut de la colonne afin d'interdire toute perte de matériau pendant le tamisage.

On appellera tamisât le poids du matériau passant à travers un tamis donné et refus le poids de matériau retenu par ce même tamis.

Le matériau étudié est versé en haut de la colonne de tamis et celle-ci entre en vibration à l'aide de la tamiseuse électrique. Le temps de tamisage varie avec le type de machine utilisé mais dépend également de la charge de matériau présente sur le tamis et son ouverture ($t=20\text{min}$).

Nous avons effectué, après chaque tamisage successif, une pesée du refus de chaque tamis, chaque pesée correspond à la masse d'une classe granulométrique.

Tableau IV.6 : Granulométrie des six échantillons de la digue

Fraction	E1	E2	E3	E4	E5	E6
	Passants cumulés (%)	Passants cumulés (%)	Passants cumulés (%)	Passants cumulés (%)	Passants cumulés (%)	Passants cumulés (%)
0,6	98,2	98,46	98,19	98,29	96,86	95,62
0,5	96,1	97,42	96,5	96,7	95,39	90,78
0,4	90,98	95,56	92,5	93,51	92,82	84,34
0,315	83,16	92,77	86,22	88,96	89,89	77,32
0,25	70,18	88,23	75,59	82,04	86,51	68,35
0,2	56,54	83,8	65,61	75,13	84,03	63,08
0,16	44,05	76,67	53,83	66,15	80,06	41,32
0,125	33,62	63,99	43,17	56,74	72	24,23
0,1	26,3	54,53	35,76	49,8	66,95	14,76
0,08	19,34	41,38	25,76	40,25	54,44	5,74
0,063	12,45	25,36	11,78	30,22	37,48	0,47
0,05	5,61	13,57	2,32	23,36	24,67	0,05
0,04	0,86	4,79	0,16	14,86	12,48	0,03

Nous constatons que les rejets de la zone 02, 04 et 05 présentent des pourcentages de passant supérieurs à ceux des échantillons de la zone 01, 03 et 06. Ceci montre que les échantillons 02, 04 et 05 sont constitués de plus de particules fines que ceux 01, 03 et 06. Par contre, le pourcentage des grains de dimension relativement grossière ($>0,6\text{ mm}$) est plus élevé dans tous les échantillons. La granulométrie des échantillons 01, 03 et 06 est donc plus dispersée que celle des autres échantillons.

Les courbes granulométriques ont une allure presque identique caractérisée par un étalement le long du profil granulométrique. Les modules dimensionnels (D80) sont compris entre 100 et 250 μm .

Les rejets de concentration par flottation sont fins pour la simple raison que la flottation est réalisée dans un domaine dimensionnel très faible (en général inférieur à 250 μm). La granulométrie des rejets est fonction de la pression d'eau qui a été utilisée à la granulation et du débit de cette dernière. Lorsque la pression et le débit d'eau sont élevés, les rejets sont fins, c'est le cas des échantillons 02, 04 et 05.

2 .Analyse granulo-chimique

L'objectif de l'analyse chimique des fractions granulométriques du sol (analyse granulo-chimique) consiste à déterminer après une classification, la répartition des éléments chimiques, et en particulier les éléments métallifères, en fonction de la taille des particules du sol. Il est alors possible d'évaluer si le sol présente une ségrégation des polluants et, par exemple, si les contaminants sont contenus majoritairement dans les fractions fines du sol.

- **Protocole opératoire**

Les teneurs en éléments pour chaque fraction sont pondérées par le pourcentage pondéral de sol que représente chacune de ces fractions granulométriques. Il est alors possible d'obtenir :

- la teneur globale « calculée » du sol, reconstituée à partir de l'analyse chimique de ses fractions. En effet, on peut s'assurer de la similitude entre les teneurs mesurées et « calculées » de rejet, permettant ainsi de valider la qualité de l'analyse de chaque fraction ainsi que l'homogénéité entre les prélèvements ayant servi à l'analyse de rejet total et à la séparation granulométrique ;
- la répartition des éléments dans les différentes fractions granulométriques.

Pour cela, la méthode instrumentale utilisée est l'absorption atomique dont le principe est décrit en annexe C.

3. Essais en colonnes de lixiviation

Les essais en colonnes ont été effectués dans le but d'étudier le comportement géochimique se produisant dans les rejets de la digue et évaluer plus régulièrement leurs potentiels de génération de drainage minier acide ou de drainage neutre contaminé. Si les rejets ne sont pas potentiellement générateurs d'acidité, les essais en colonnes vont également nous renseigner sur le potentiel de DNC. Dans la présente étude, l'emphase est portée sur l'évaluation du potentiel de contamination des eaux de lixiviation par le plomb et le zinc et les autres

éléments métalliques. Six colonnes (C1 à C6) ont été installés, contient chacune un des rejets échantillonnés.

- **Description de l'essai en colonne**

Les essais cinétiques en colonnes sont effectués dans des colonnes faites de PVC d'une hauteur de 01 m et d'un diamètre de 10 cm. Un géotextile placé sur une plaque perforée a été posé au fond pour empêcher la migration des particules et permettre la circulation d'eau à partir d'une sortie percée dans le milieu de la base de la colonne, tel que montré à la Figure ci après.

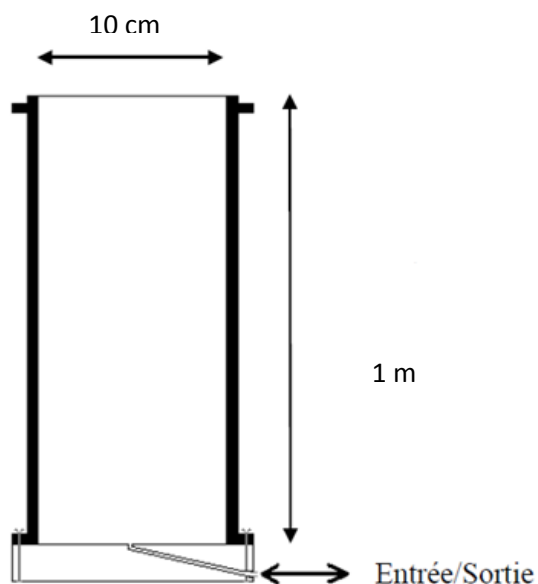


Fig IV.11 : Schéma d'une colonne de lixiviation

Les essais en colonnes sont effectués au laboratoire pendant un mois. Le mouillage (ou la lixiviation) correspond à un remplissage de la colonne avec de l'eau distillée jusqu'à la surface des stériles. L'eau provient d'un réservoir et pénètre par gravité, elle reste en contact avec les rejets pour une durée de 1 mois. Ensuite, la colonne est vidée par la vanne du bas sur une durée de 3 jours et des analyses chimiques sont effectuées sur l'eau.



Fig IV.12 : colonnes de lixiviation

4. Tests de caractérisation environnementale des rejets par mini cellule d'altération :

4.1 Essai en mini-cellule d'altération

Des essais cinétiques ont été effectués à plus petite échelle dans le but d'évaluer le comportement géochimique des rejets de la mine de Chaabet El Hamra et Kherzet Youcef. On a jugé que la mini-cellule était l'outil le plus approprié, car les essais sont plus facile à mettre en place et permettent d'amplifier les réactions (Villeneuve, 2004), ce qui permet de mieux les percevoir.

4.2 Préparation des échantillons

Les résidus contenus dans les mini-cellules sont de composition différente :

Mini-cellule 01 : échantillon broyé à 80 μ m.

Mini-cellule 02 : échantillon sans broyage.

Mini-cellule 03 : échantillon composé de 80% de résidu sans traitement (broyage) et 20% de carbonates

Après avoir été séchés, les échantillons ont ensuite été homogénéisés. Une masse de 70 g de chaque type de matériau a été pesée et ensuite ajoutée dans chaque mini-cellule.



Fig IV.13 : Les essais en mini- cellules d'altération

- **Méthode de l'essai en mini-cellule d'altération**

Les essais en mini-cellules d'altération sont basés sur une méthodologie développée par Cruz et al. (2001), modifiée par Villeneuve (2004). Ce sont aussi des essais cinétiques comportant des cycles de mouillage-séchage et les résultats de cette méthode sont souvent similaires à ceux des essais en cellule humide (norme ASTM D5744-96), mais sont obtenus sur une plus faible quantité d'échantillon (Villeneuve, 2004; Hakkou, Benzaazoua et Bussiere, 2008).

Au montage des mini-cellules, les 70 grammes de chaque type de rejet sont introduits dans des entonnoirs Büchner de 9 cm de diamètre interne, sur un papier filtre de pores de 0,45 μm . Le papier filtre est maintenu en place à l'aide d'une graisse de silicone. Celle-ci a aussi l'utilité d'éviter la perte de particules de l'échantillon dans les trous du Büchner, ainsi que la formation de chemins préférentiels sur les côtés du filtre. Le Büchner est placé sur un support sous lequel est placé un erlenmeyer à vide de 250 ml pour récupérer l'eau de lixiviation, tel que montré à la Figure ci-après.

Deux lixiviations par semaine sont effectuées (à tous les 3 et 6 jours en alternance). Au cours de celles-ci, 70 ml d'eau distillée sont introduits dans la mini-cellule et demeurent en

contact avec les stériles. L'eau est ensuite retirée sous vide de la cellule pour être récupérée dans l'erenmeyer. Les paramètres analysés sur les eaux récupérées sont le pH et le potentiel redox.

Le schéma présenté à la Figure résume le matériel utilisé et les manipulations effectuées.

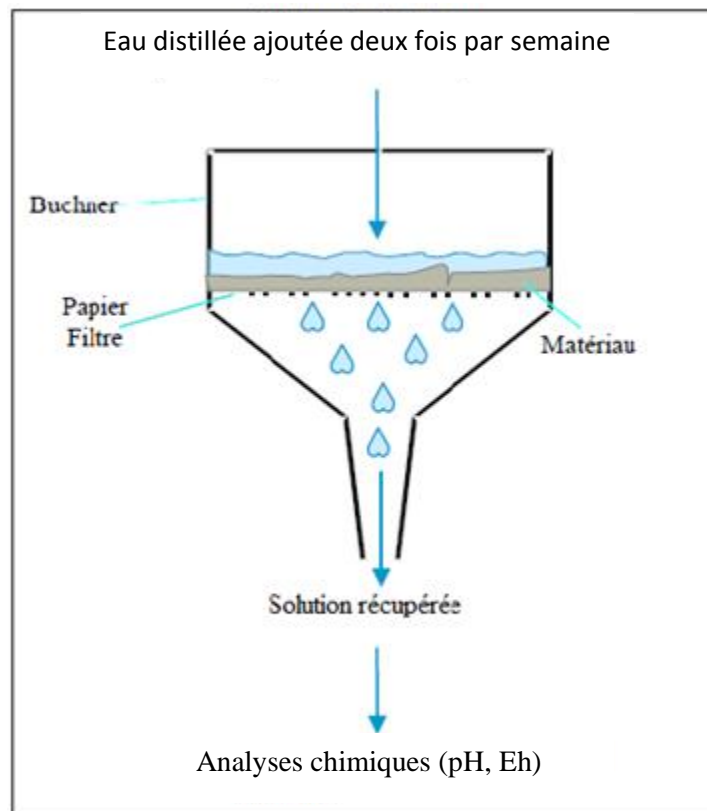


Fig IV.14: Schéma résumant les essais en mini-cellule d'altération (Bussière et al., 2005, adapté de Cruz et al., 2001).

5. Protocoles des essais de flottation

La partie expérimentale, spécifique au procédé de concentration par flottation des rejets miniers provenant de la mine de Chaabet El Hamra et de Kherzet Youcef aura pour objectif de :

- Déterminer le choix de différents réactifs de flottation dans le but d'obtenir une bonne récupération, une teneur en élément plus élevée et un rendement plus efficace
- Traiter les échantillons de rejet, en optimisant les paramètres de cette flottation pour retenir leurs valeurs les plus performantes, permettant ainsi une récupération métallifère (PbS – ZnS).

- Peaufiner le schéma de traitement.

5.1 Travaux de recherche sur la flottation des résidus

Depuis des dizaines d'années, plusieurs recherches ont été menées sur la dépollution par flottation non sélective des résidus miniers sulfurés afin de limiter la génération de drainage minier acide causée par l'oxydation des minéraux sulfurés résiduels et la valorisation par flottation sélective. (Benzaazoua, 2000 ; Kongolo, 2009). Notre recherche a permis de souligner les points suivants :

- la difficulté de flottabilité liée au phénomène d'altération des minéraux surtout avec la présence des sulfures de fer (pyrite, marcassite, pyrrhotite .
- Certains auteurs préconisent l'activation des sulfures de fer déprimés par la chaux ou le cyanure par l'utilisation de l'acide sulfurique.
- La flottation des sulfures superficiellement oxydés par les collecteurs oxhydrides (des minéraux oxydés) ou les collecteurs sulfhydrides après une sulfuration superficielle
- Flottation par un collecteur sulfhydride (particulièrement les xanthates et les dithiophosphates) sans activant, puis une autre flottation des oxydes après conditionnement de la pulpe rejetée de la première étape avec le Na_2S ou le NaHS .

Cette recherche bibliographique sur des cas similaires de la flottation des résidus, a été infructueuse pour choisir le dosage des réactifs de flottation ainsi, aucune étude de flottation n'a été réalisée sur les résidus de Kherzet Youcef. Alors, nous avons orienté notre recherche sur les études de flottation de minerais.

Alors le choix des réactifs est instruit par les études de flottation de minerais alimentant la laverie de Kherzet Youcef.

5.2 Travaux antérieurs sur le traitement de minerais sulfurés par flottation

Le traitement de minerais a fait l'objet de plusieurs études afin d'optimiser le procédé de flottation. Notre recherche, nous a permis de constater divers types d'études ont été réalisées pour tenter de récupérer soit la Pb/Zn, soit le Zn, soit la pyrite, soit Zn/pyrite. Ces études ont été menées en général par les mêmes réactifs et paramètres :

➤ **Essais de flottation de Zn** (Gouissem 2001)

Le collecteur : Amylxanthate 150g/t (teneur en Zn est de 47,55% et une récupération de 80,07%.

L'activant : sulfate de cuivre 200g/t avec une teneur en Zn de 23,25% et une récupération de 85,59%.

Le moussant : Huile de pin 12,5 g/t

Temps de flottation principale est de 7min (teneur en Zn de 49,05 et une récupération de 86,31%).

Rapport liquide/solide= 3/1

➤ **Essais de flottation de pyrite**(Allouache 1999)

Le collecteur : Amylxanthate 250g/t (la récupération = 87,62%)

L'activant : sulfate de cuivre 200g/t

Le moussant : Huile de pin

pH = 4 avec acide sulfurique (la récupération = 75,91%)

Temps de flottation est de 5mn (la récupération = 50,47%)

En conclusion, notre protocole sera comme suit :

a. Réactifs de flottation

Comme aucune étude n'a été menée sur la flottation des rejets de Kherzet Youcef, il nous y est difficile alors de déterminer au départ les doses des réactifs, mais d'après notre recherche bibliographique et la disponibilité des réactifs au laboratoire de notre département, les réactifs sélectionnés sont :

Tab IV.7 : Réactifs de flottation

Réactifs	Régime de flottation pour cycle de Pb	Régime de flottation pour cycle de Zn
Régulateur de pH	NaCO ₃	CaO (régulateur de pH)
Déprimant	ZnSO ₄	Na ₂ SiO ₃ (déprimant)
Activant	KCN	CuSO ₄
Collecteur	K Ethyl Xanthates	K Amyl Xanthates (collecteur)
Moussant	Huile de pin	Huile de pin (moussant)

b. Paramètres de flottation à étudier :

Il est à signaler qu'aucune étude de valorisation des résidus de la digue n'a été réalisée, à cet effet, nous avons élaboré un schéma de flottation ci-dessus, tout en variant certains paramètres fondamentaux.

- ✓ La granulométrie
- ✓ Dosage du collecteur
- ✓ Dosage de l'activant
- ✓ Dosage de déprimant
- ✓ Temps de flottation
- ✓ Activation

Les essais de flottation ont été réalisés au niveau du laboratoire de traitement à l'ENP, en utilisant deux cellules de flottation de type Denver.

Le temps de conditionnement de chaque réactif est fixé pour tous les essais de flottation, il en est de même pour la durée de flottation. On récupère l'écume formée à la surface, pendant 5 mn pour le Pb et le Zn, correspondant à une flottation principale et/ou de contrôle.

Pour chaque essai on mélange une quantité de 250g ou 375g de résidu (selon la cellule de flottation) et un volume d'eau en respectant le rapport liquide /solide, on y a ensuite ajouté les réactifs selon le type de flottation



Fig IV.15 : Cellule de flottation (DENVER)



Fig IV.16 : Broyeur à boulets

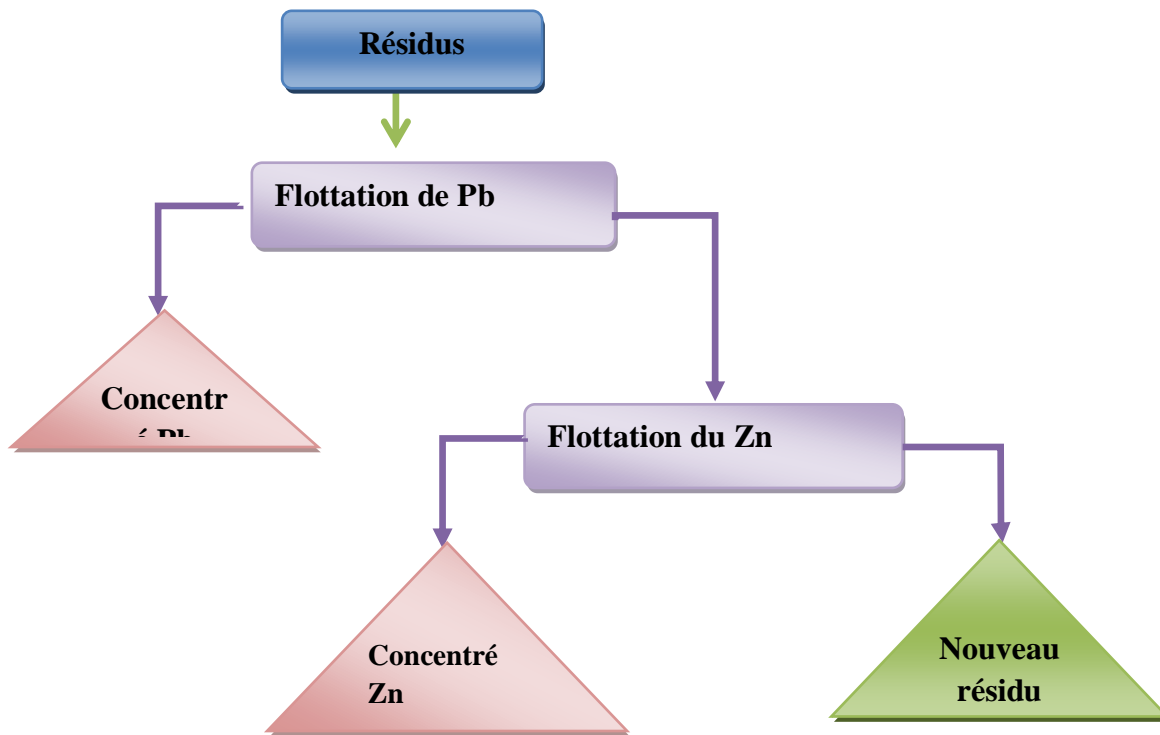


Fig IV.17: Protocole des essais de valorisation des résidus

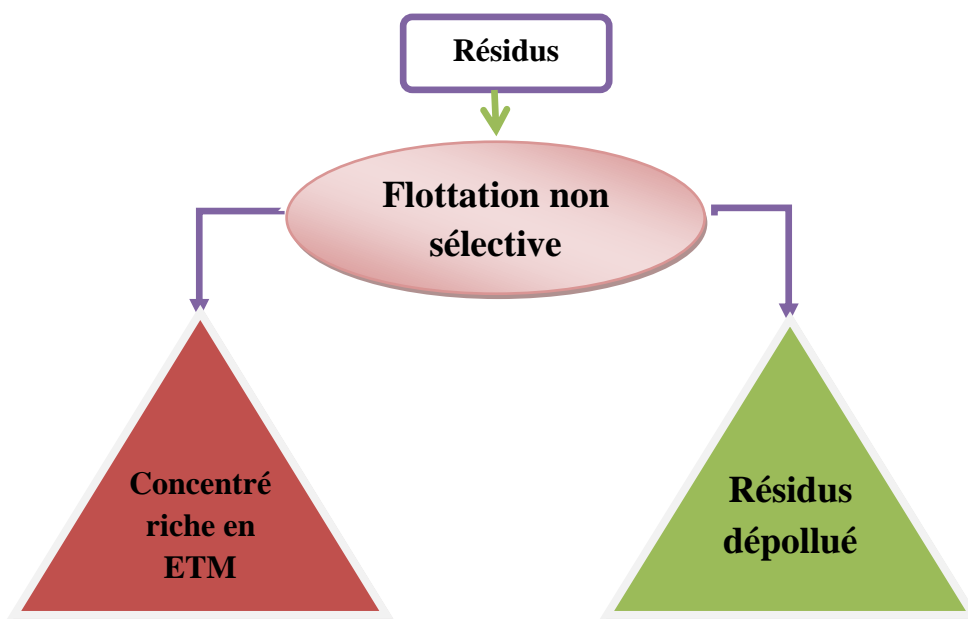


Fig IV.18 : Protocole des essais de flottation non sélective des résidus

5.3 Colonne de flottation

Dans le but d'étudier la valorisation des résidus de la digue et de comparer ses résultats à ceux de la cellule de flottation, nous avons réalisé une colonne de flottation en plexiglas (figure ci-dessous) dans notre laboratoire. Cependant, lors des essais, la colonne est endommagée, alors nous avons décidé d'arrêter les essais.



Fig IV.19 : colonne de flottation

Nous avons mené le présent chapitre pour apercevoir l'impact de l'activité minière en général, et en particulier, les résidus par le comportement géochimique et le traitement des résidus de ce complexe minier.

V.1 Résultats de l'analyse granulométrique et granulochimique

L'analyse granulométrique des résidus de la digue a été réalisée sur tous les échantillons afin d'étudier la répartition spatiale de la granulométrie.

Les classes sont analysées par spectrophotométrie d'absorption atomique afin de préciser les teneurs en Pb et en Zn. Les analyses granulochimiques ont été effectuées à l'ORGM et au CNRD

Les pourcentages des refus cumulés, ou ceux des tamisât cumulés, sont représentés sous la forme d'une courbe granulométrique en portant les ouvertures des tamis en abscisse et les pourcentages en ordonnée. La courbe est tracée de manière continue et ne peut pas passer rigoureusement par tous les points.

La courbe granulométrique traduit la distribution pondérale des granulats élémentaires dans les matériaux étudiés.

Les résultats sont présentés dans les tableaux et figures ci-après :

Echantillon 01 :

Tab V.1 : Analyse granulométrique de l'échantillon 01

Dimension (mm)	Fraction				
	Poids		Refus cumulés		Passant cumulé
	g	Rendement pondéral %	g	%	%
+ 0,6	5,38	1,80	5,38	1,80	98,2
-0,6 +0,5	6,27	2,10	11,65	3,90	96,1
-0,5 +0,4	15,33	5,12	26,98	9,02	90,98
-0,4 +0,315	23,38	7,82	50,36	16,84	83,16
-0,315 +0,25	38,83	12,98	89,19	29,82	70,18
-0,25 +0,2	40,80	13,64	129,99	43,46	56,54
-0,2 +0,16	37,34	12,49	167,33	55,95	44,05
-0,16 +0,125	31,19	10,43	198,52	66,38	33,62
-0,125 +0,1	21,88	7,32	220,40	73,70	26,3
-0,1 +0,08	20,82	6,96	241,22	80,66	19,34
-0,08 +0,063	20,61	6,89	261,84	87,55	12,45
-0,063 +0,05	20,46	6,84	282,30	94,39	5,61
-0,05 +0,04	14,19	4,74	296,49	99,14	0,86
-0,04	2,58	0,86	299,07	100,00	0
Total	299,07	100,00			

Les résultats montrent que le résidu présente près de 80 % des particules de dimension supérieure à 80 μm et environ 0,86 % de particules de dimension inférieure à 40 μm (lecture par extrapolation sur la courbe).

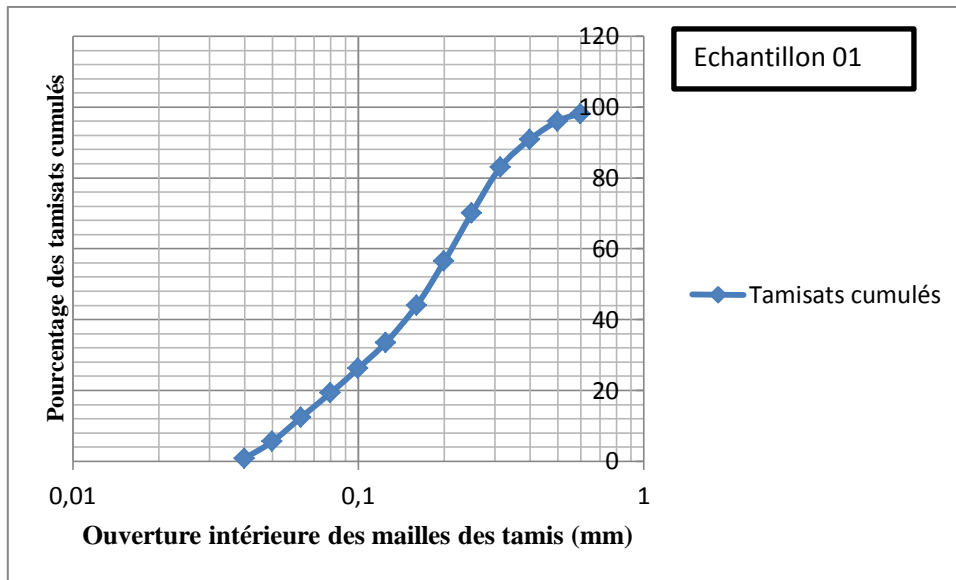


Fig V.1: Courbe granulométrique de l'échantillon 01

Tab IV.2: caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon

Matériau	Diamètre efficace (mm)			Coefficient d'uniformité (Hazen) C_U	Coefficient de courbure C_C	Interprétation
	D_{10}	D_{30}	D_{60}			
Echantillon 01	0,058	0,112	0,210	3,62	1,02	résidu bien gradué et la granulométrie est étalée.

Avec :

- Le coefficient de HAZEN C_U

$$C_U = \frac{D_{60}}{D_{10}} \dots\dots\dots (1)$$

- Le coefficient de courbure C_C

$$C_C = \frac{(D_{30})^2}{D_{60} \cdot D_{10}} \dots\dots\dots (2)$$

D_{10} , D_{30} et D_{60} : sont les diamètres efficaces (en mm) des tamis laissant passer respectivement 10%, 30% et 60%.

Coefficient d'uniformité (Hazen)

Ce coefficient permet de savoir si la granulométrie est étalée ou serrée.

$C_u > 2 \rightarrow$ granulométrie étalée

$C_u < 2 \rightarrow$ granulométrie uniforme ou serrée

Coefficient de courbure :

Afin de déterminer si la granulométrie est bien graduée ou mal graduée (un sol est mal gradué si une fraction de grains prédomine)

Si $1 < C_c < 3$: La continuité est bien répartie ou sol bien gradué

Si $C_c < 1$ ou $C_c > 3$: La continuité est mal répartie ou sol mal gradué.

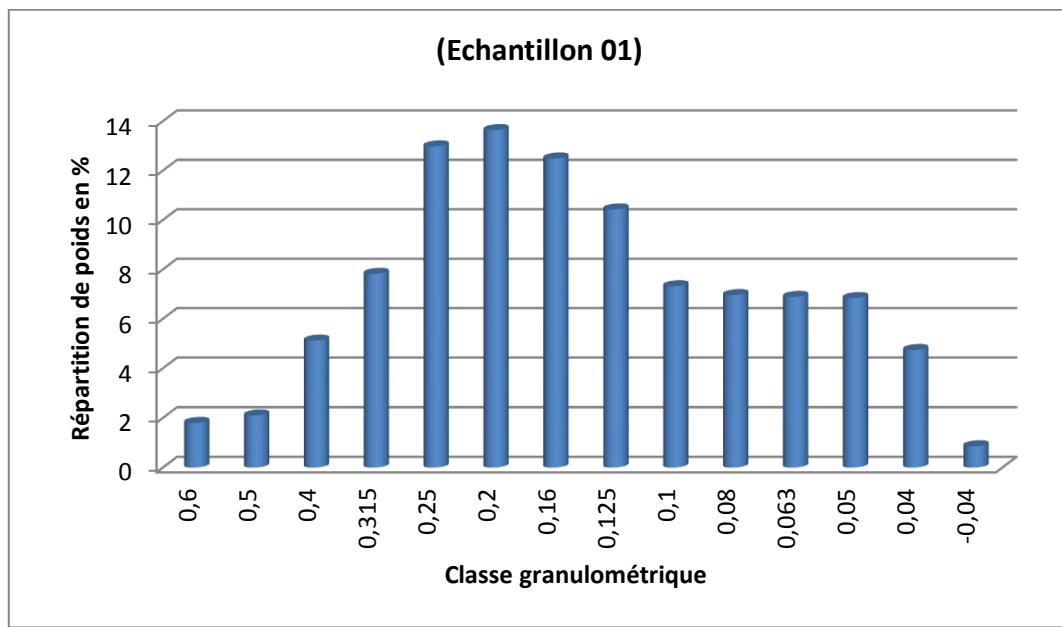


Fig V.2: Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 01)

L'histogramme de la distribution en poids de l'échantillon 01 selon les classes granulométriques donne une représentation claire du classement des grains, le grain le plus fréquent en poids correspond au maximum de l'histogramme.

Dans notre cas, l'histogramme montre plusieurs maxima correspondant aux classes dominantes (0,25mm ; 0,2 mm ; 0,16 mm et 0,125 mm) et les classes de 0,1 mm à 0,05 mm

ont des teneurs proches (environ 6,5 %). On remarque que le rendement poids diminue avec la finesse des grains.

Tab V.3:Teneur en plomb et en zinc

Classe (mm)	Répartition dans le rejet (%)	Teneur (%)	
		Pb %	Zn %
+0,6	1,80	0,037	0,476
-0,6+0,5	2,10	0,022	0,453
-0,5+0,4	5,12	0,025	0,596
-0,4+0,315	7,82	0,023	0,599
-0,315+0,25	12,98	0,019	0,519
-0,25+0,2	13,64	0,026	0,533
-0,2+0,16	12,49	0,041	0,982
-0,16+0,125	10,43	0,035	1,111
-0,125+0,1	7,32	0,025	1,345
-0,1+0,08	6,96	0,047	1,501
-0,08+0,063	6,89	0,038	1,980
-0,063+0,05	6,84	0,033	1,643
-0,05+0,04	4,74	0,043	0,657
-0,04	0,86	0,022	0,562
Total	100,00		

On note que les teneurs en zinc sont plus élevées dans les classes (-0,2 +0,5) avec une teneur maximale d'environ 2% correspond à la classe (-0,08+0,063) et relativement faibles pour les cinq premières et deux dernières classes, tandis que le plomb présente des teneurs faibles et presque les mêmes sur toutes ces fractions.

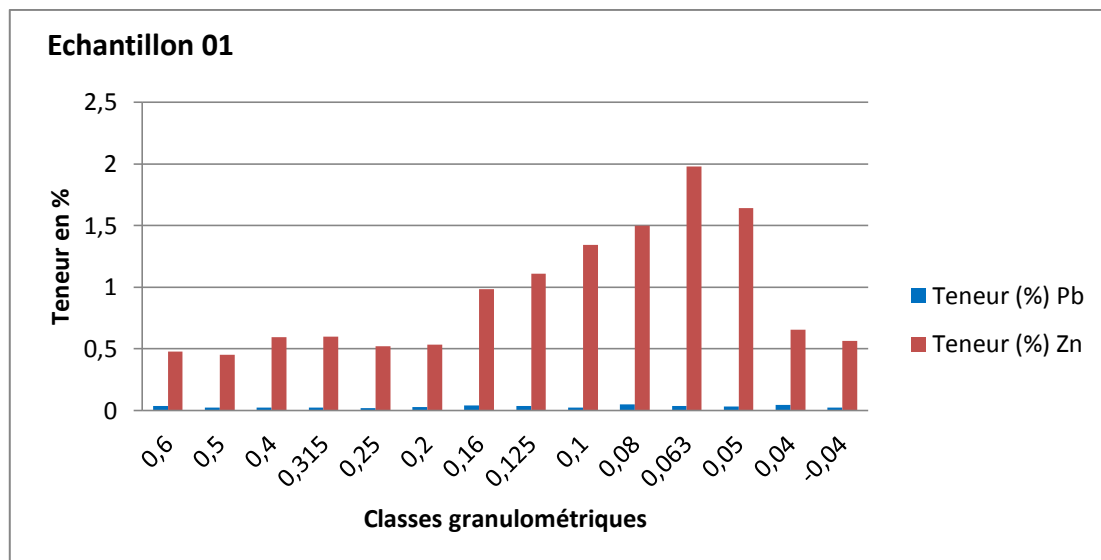


Fig V-3: Répartition des teneurs en Zn et en Pb (Echantillon 01)

Echantillon 02 :

Tab V.4: Analyse granulométrique de l'échantillon 02

Dimension	Fraction				
	Poids		Poids cumulés		Passant cumulé
	g	%	g	%	
+0,6	4,59	1,54	4,59	1,54	98,46
-0,6+0,5	3,10	1,04	7,69	2,58	97,42
-0,5+0,4	5,54	1,86	13,23	4,44	95,56
-0,4+0,315	8,34	2,80	21,56	7,23	92,77
-0,315+0,25	13,52	4,53	35,08	11,77	88,23
-0,25+0,2	13,21	4,43	48,29	16,20	83,8
-0,2+0,16	21,24	7,13	69,53	23,33	76,67
-0,16+0,125	37,80	12,68	107,33	36,01	63,99
-0,125+0,1	28,19	9,46	135,52	45,47	54,53
-0,1+0,08	39,21	13,15	174,73	58,62	41,38
-0,08+0,063	47,74	16,02	222,46	74,64	25,36
-0,063+0,05	35,15	11,79	257,61	86,43	13,57
-0,05+0,04	26,16	8,78	283,77	95,21	4,79
-0,04	14,28	4,79	298,05	100,00	0
Total	298,05	100,00			

L'échantillon 02 a une granulométrie étalée avec un coefficient d'uniformité C_u de 3,2 et un coefficient de concavité C_c calculé à partir de la courbe granulométrique est faible, ce qui reflète la forme concave de la courbe.

La courbe granulométrique montre que le rejet contient plus de 60% de particules de dimensions supérieures à 80 μm .

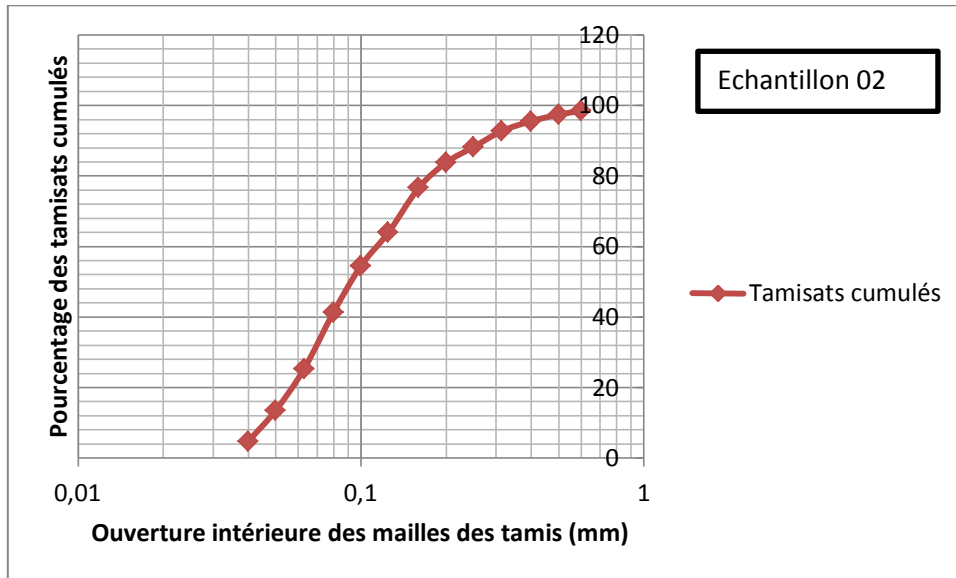
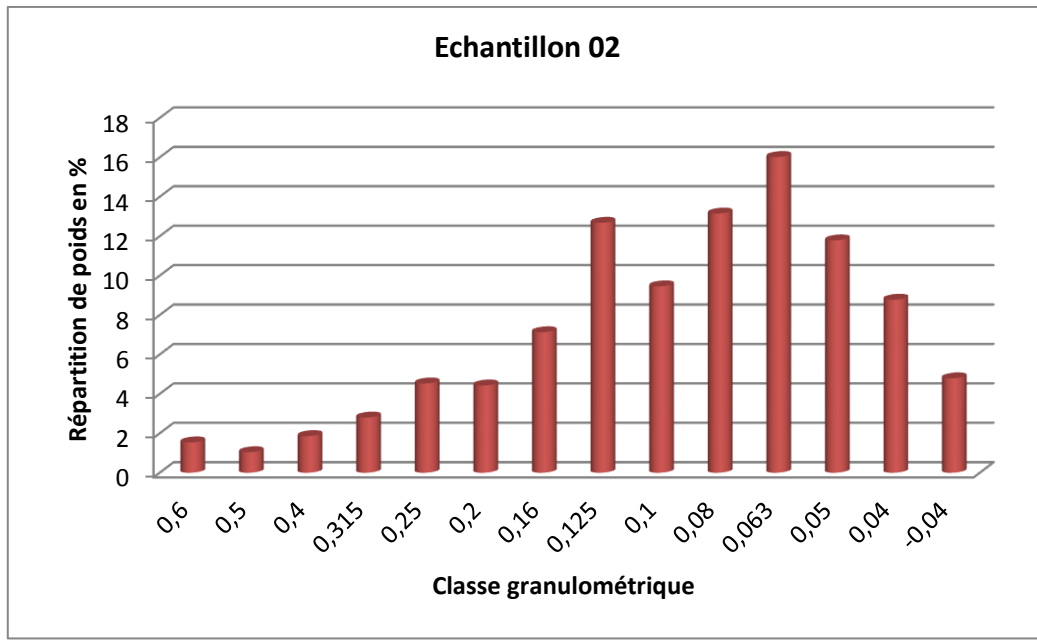


Fig V.4: Courbe granulométrique de l'échantillon 02

Tab V. 5: Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 02

Matériau	Diamètre efficace (mm)			Coefficient d'uniformité (Hazen) C_u	Coefficient de courbure C_c	Interprétation
	D_{10}	D_{30}	D_{60}			
Echantillon 02	0,035	0,07	0,112	3,2	1,25	Sol présente une continuité bien répartie et la granulométrie est étalée



FigV.5:Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 02)

D'après l'histogramme, on constate une croissance du rendement en poids avec la diminution de l'ouverture des mailles des tamis jusqu'à 0,063 mm où le rendement est maximal à l'exception de la classe (-0,1+0,08 mm) dont le rendement est de 9,5%.

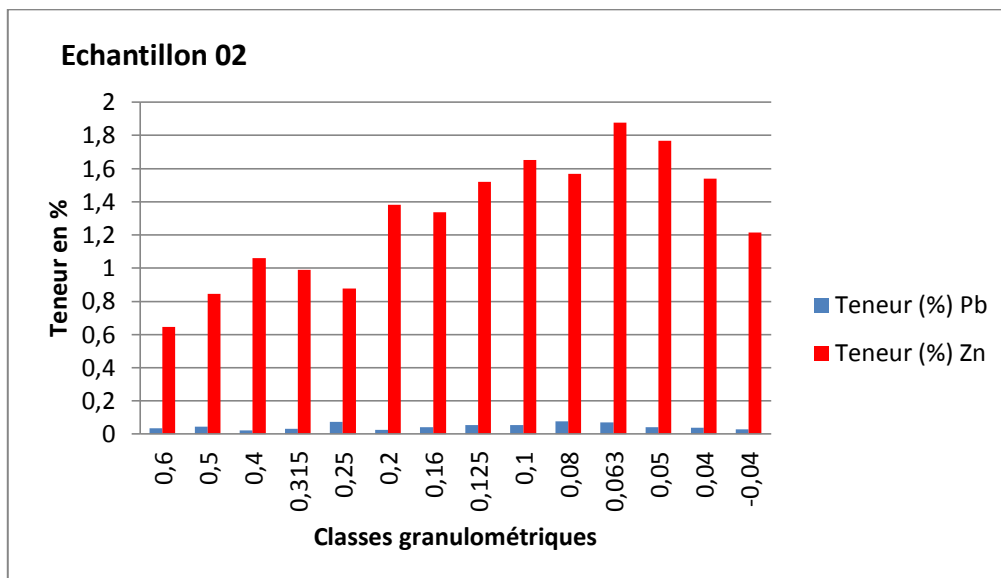


Fig V.6:Répartition des teneurs en Zn et en Pb (Echantillon 02)

Tab V.6: Analyse granulochimique de l'échantillon 03

Classe (mm)	Répartition dans le rejet (%)	Teneurs (%)	
		Pb %	Zn %
+0,6	1,54	0,034	0,646
-0,6+0,5	1,04	0,044	0,844
-0,5+0,4	1,86	0,022	1,060
-0,4+0,315	2,80	0,033	0,989
-0,315+0,25	4,53	0,075	0,877
-0,25+0,2	4,43	0,024	1,382
-0,2+0,16	7,13	0,040	1,338
-0,16+0,125	12,68	0,055	1,520
-0,125+0,1	9,46	0,053	1,652
-0,1+0,08	13,15	0,077	1,567
-0,08+0,063	16,02	0,069	1,877
-0,063+0,05	11,79	0,040	1,769
-0,05+0,04	8,78	0,037	1,539
-0,04	4,79	0,027	1,215
Total	100,00		

D'après nos analyses chimiques, les teneurs en zinc obtenues se répartissent de façon égale sur toutes les fractions avec des teneurs entre 1 et 1,87% sauf pour les fractions relativement grossières (>200 μ m). La plus grande concentration en zinc correspondant à la classe (-0,08+0,63)

En ce qui concerne le plomb dans l'échantillon 02, les teneurs sont faibles et varient de 0,022 à 0,077%

Echantillon 03 :

Tab V.7: Analyse granulométrique de l'échantillon 03

Dimension (mm)	Fraction				
	Poids		Poids cumulés		Passant cumulé
	g	%	g	%	%
+0,6	5,42	1,81	5,42	1,81	98,19
-0,6+0,5	5,03	1,68	10,45	3,50	96,5
-0,5+0,4	11,94	4,00	22,39	7,50	92,5
-0,4+0,315	18,77	6,28	41,16	13,78	86,22
-0,315+0,25	31,75	10,63	72,91	24,41	75,59
-0,25+0,2	29,82	9,98	102,73	34,39	65,61
-0,2+0,16	35,17	11,78	137,90	46,17	53,83
-0,16+0,125	31,84	10,66	169,73	56,83	43,17
-0,125+0,1	22,13	7,41	191,86	64,24	35,76
-0,1+0,08	29,89	10,01	221,75	74,24	25,76
-0,08+0,063	41,75	13,98	263,50	88,22	11,78
-0,063+0,05	28,25	9,46	291,75	97,68	2,32
-0,05+0,04	6,44	2,16	298,19	99,84	0,16
-0,04	0,49	0,16	298,68	100,00	0
Total	298,68	100,00			

La courbe granulométrique de l'échantillon 03 présente environ 78% de grains de diamètre supérieure à 80 μm et on note que la classe dominante coïncide avec la classe (-0,08+0,063). A la lumière des résultats de Cu et Cc, le rejet présente une continuité mal répartie avec une granulométrie étalée

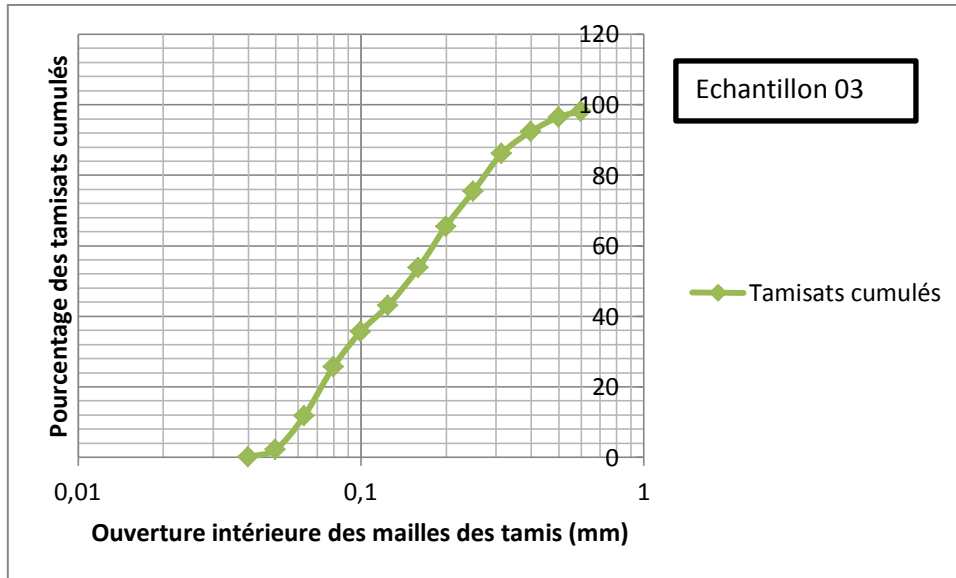


Fig V.7: Courbe granulométrique de l'échantillon 03

Tab V.8: Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 03

Matériau	Diamètre efficace			Coefficient d'uniformité (Hazen) Cu	Coefficient de courbure Cc	Interprétation
	D ₁₀	D ₃₀	D ₆₀			
Echantillon 03	0,063	0,09	0,18	2,85	0,71	Sol mal gradué et la granulométrie est étalée

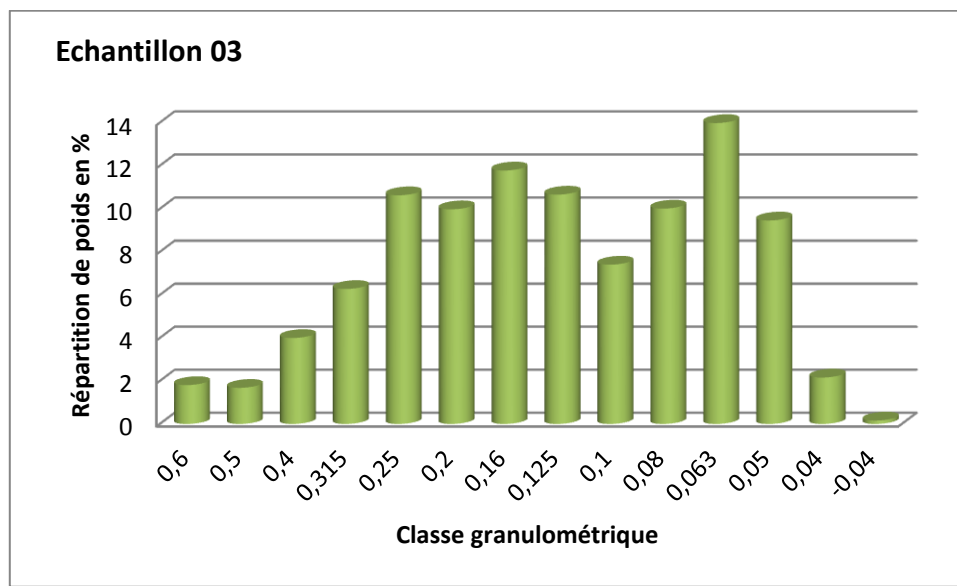


Fig V.8: Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 03)

On note que la répartition en poids dominante correspond à la classe (-0,08+0,06mm) dont la quantité est de 14%. Une décroissance de la teneur avec diminution des ouvertures des tamis est observée à partir de 0,05mm.

Tab V.9: Teneurs en plomb et zinc dans l'échantillon 03

Classe (%)	Répartition dans le rejet (%)	Teneurs (%)	
		Pb %	Zn %
+0,6	1,81	0,025	0,856
-0,6+0,5	1,68	0,021	0,908
-0,5+0,4	4,00	0,032	0,976
-0,4+0,315	6,28	0,034	1,566
-0,315+0,25	10,63	0,036	1,450
-0,25+0,2	9,98	0,041	1,813
-0,2+0,16	11,78	0,072	1,756
-0,16+0,125	10,66	0,063	1,717
-0,125+0,1	7,41	0,074	1,776
-0,1+0,08	10,01	0,065	0,606
-0,08+0,063	13,98	0,082	1,115
-0,063+0,05	9,46	0,081	1,041
-0,05+0,04	2,16	0,077	0,932
-0,04	0,16	0,044	0,446
Total	100,00		

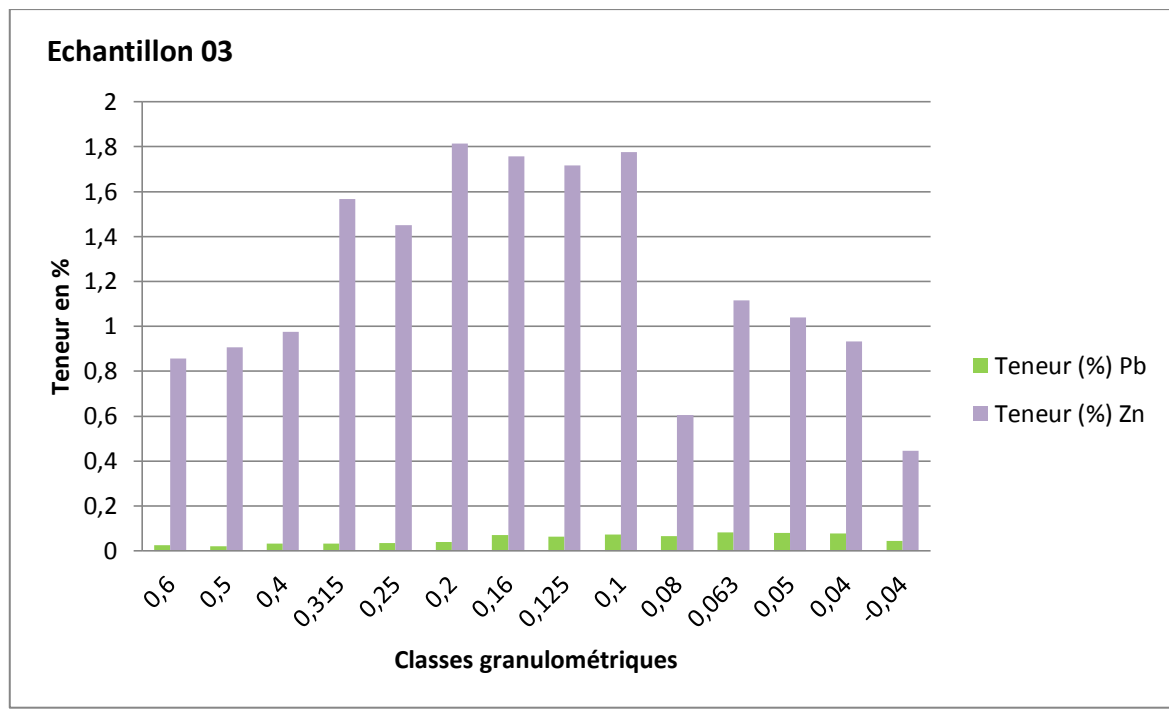


Fig V.9: Répartition des teneurs en Zn et en Pb (Echantillon 03)

Les teneurs en zinc montrent une croissance avec la diminution de l'ouverture intérieure des tamis et cela depuis la première classe jusqu'à $(-0,125+0,1)$ où la teneur atteint environ 2%. Les teneurs en plomb indiquent des valeurs très faibles pour les six premières fractions puis une légère augmentation pour les autres classes.

Echantillon 04 :

D'après les résultats obtenus (Tab IV.10), l'échantillon 04 montre 60% de particules de dimensions supérieure à $80\ \mu\text{m}$ et 14,86% de grains inférieure à $0,04\ \text{mm}$.

Le coefficient de Hazen donne une valeur de 3,55 et le coefficient de courbure une valeur de 0,90 ce qui implique un sol mal gradué et une granulométrie étalée.

Tab V.10: Analyse granulométrique de l'échantillon 04

Dimension	Fraction				
	Poids		Poids cumulés		Passant cumulé
	g	%	g	%	%
+0,6	5,10	1,71	5,10	1,71	98,29
-0,6+0,5	4,75	1,59	9,85	3,30	96,7
-0,5+0,4	9,56	3,20	19,41	6,49	93,51
-0,4+0,315	13,60	4,55	33,01	11,04	88,96
-0,315+0,25	20,70	6,92	53,70	17,96	82,04
-0,25+0,2	20,66	6,91	74,37	24,87	75,13
-0,2+0,16	26,84	8,98	101,20	33,85	66,15
-0,16+0,125	28,12	9,41	129,33	43,26	56,74
-0,125+0,1	20,75	6,94	150,08	50,20	49,8
-0,1+0,08	28,55	9,55	178,62	59,75	40,25
-0,08+0,063	29,99	10,03	208,61	69,78	30,22
-0,063+0,05	20,51	6,86	229,12	76,64	23,36
-0,05+0,04	25,43	8,50	254,54	85,14	14,86
-0,04	44,43	14,86	298,97	100	0
Total	298,96	100			

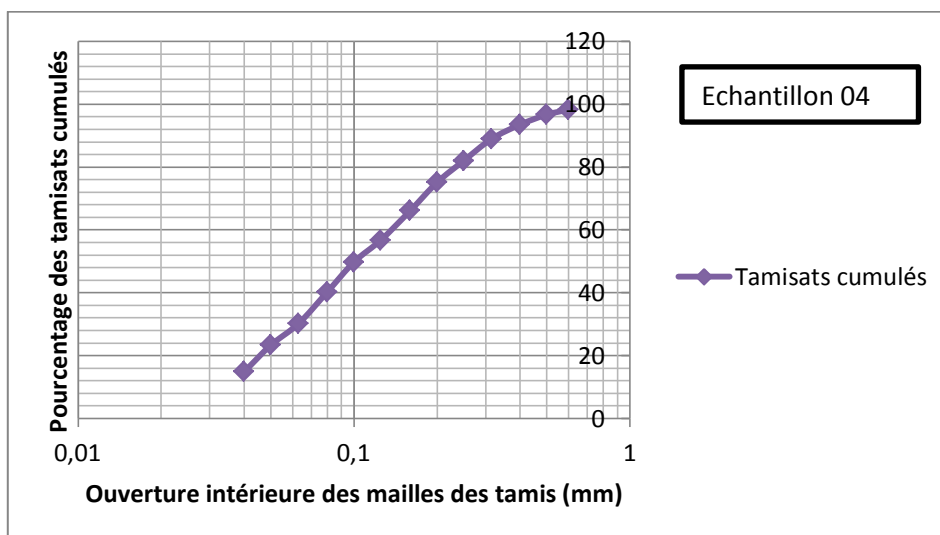


Fig V.10: Courbe granulométrique de l'échantillon 04

Tab V.11: Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 04

Matériau	Diamètre efficace (mm)			Coefficient d'uniformité (Hazen) Cu	Coefficient de courbure Cc	Interprétation
	D ₁₀	D ₃₀	D ₆₀			
Echantillon 04	0,038	0,068	0,135	3,55	0,90	Sol mal gradué et la granulométrie est étalée

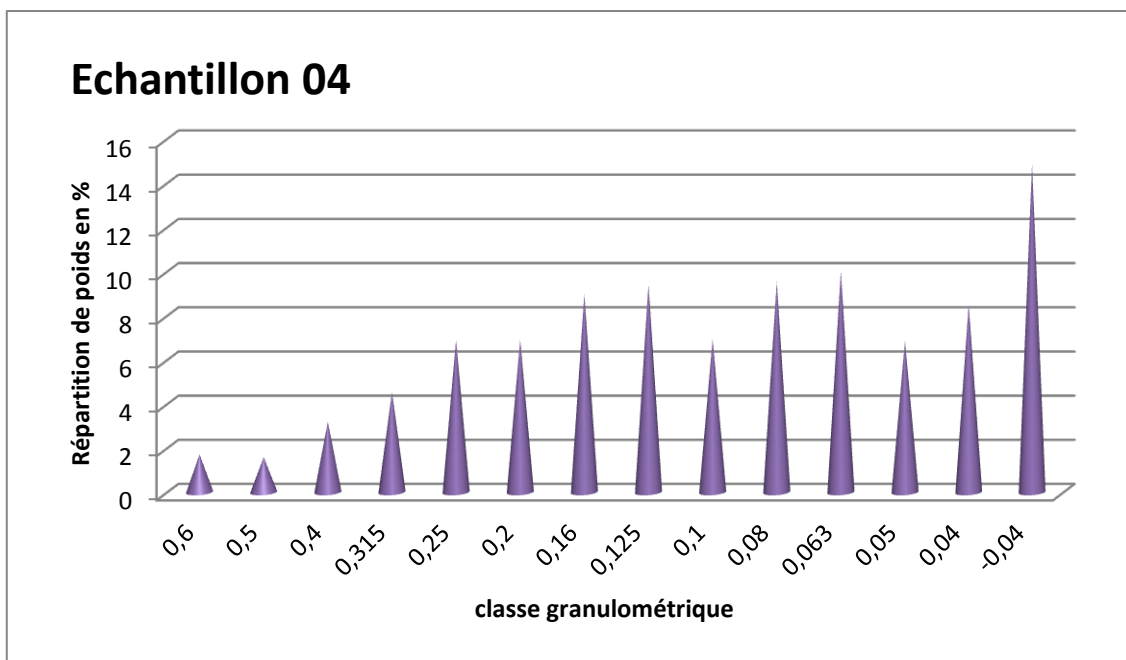


Fig V.11: Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 04)

Les fractions de taille 0,063 mm et de la fraction <0,04 mm sont majoritaires avec respectivement des pourcentages de rendement : 10,03% et 14,86%.

Echantillon 05 :

Tab V.12: Analyse granulométrique de l'échantillon 05

Dimension (mm)	Fraction				
	Poids		Poids cumulés		Passant cumulé
	g	%	g	%	%
+0,63	8,45	2,84	8,45	2,84	97,16
+0,63+0,6	0,90	0,30	9,35	3,14	96,86
-0,6+0,5	4,37	1,47	13,72	4,61	95,39
-0,5+0,4	7,65	2,57	21,36	7,18	92,82
-0,4+0,315	8,70	2,93	30,06	10,11	89,89
-0,315+0,25	10,06	3,38	40,12	13,49	86,51
-0,25+0,2	7,37	2,48	47,50	15,97	84,03
-0,2+0,16	11,80	3,97	59,30	19,94	80,06
-0,16+0,125	23,99	8,07	83,29	28,00	72
-0,125+0,1	15,02	5,05	98,31	33,05	66,95
-0,1+0,08	37,19	12,50	135,50	45,56	54,44
-0,08+0,063	50,44	16,96	185,94	62,52	37,48
-0,063+0,05	38,12	12,82	224,06	75,33	24,67
-0,05+0,04	36,25	12,19	260,31	87,52	12,48
-0,04	37,13	12,48	297,43	100	0
Total	297,43	100			

La courbe granulométrique présente près de 40 % des particules de dimension supérieure à 80 μm et environ 12 % de particules de dimension inférieure à 40 μm

D'après les résultats de Cu et Cc, l'échantillon présente une continuité bien répartie et une granulométrie étalée

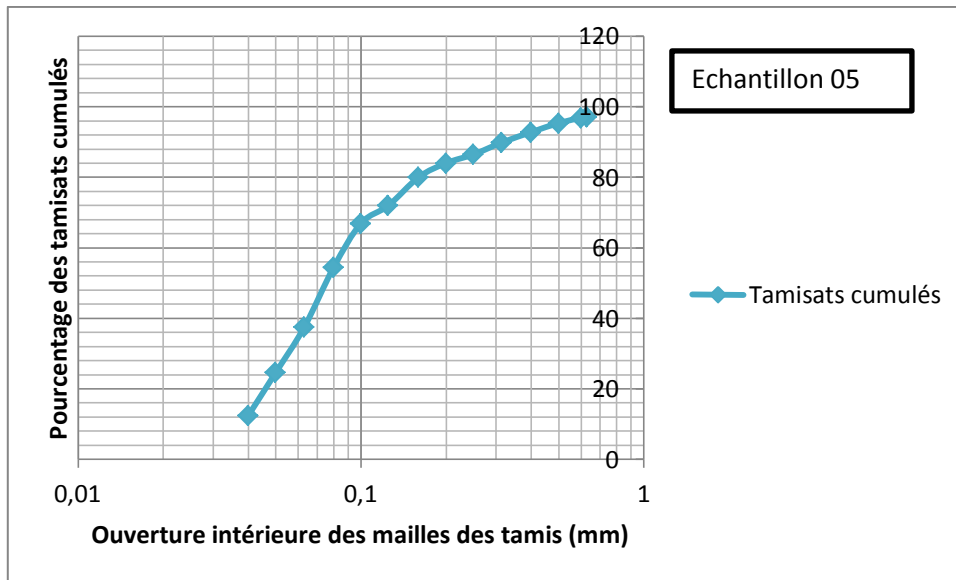


Fig V.12: Courbe granulométrique de l'échantillon 05

Tab V.13: Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 05

Matériau	Diamètre efficace (mm)			Coefficient d'uniformité (Hazen) Cu	Coefficient de courbure Cc	Interprétation
	D ₁₀	D ₃₀	D ₆₀			
Echantillon 05	0,04	0,06	0,088	2,2	1,02	Sol bien gradué et la granulométrie est étalée

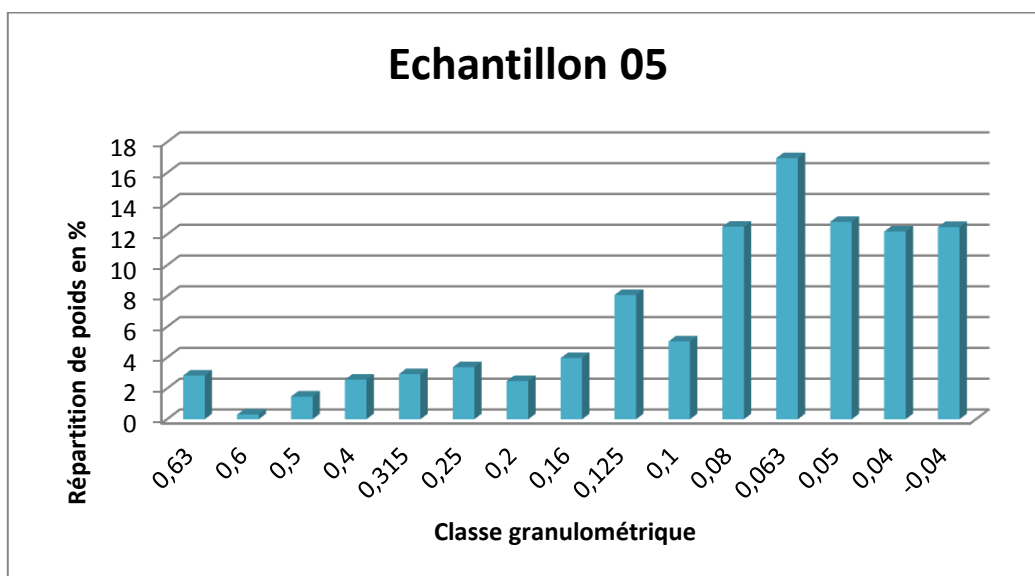


Fig V.13: Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 05)

D'après l'histogramme, nous constatons une valeur maximale de rendement en poids coïncide avec la classe (-0,08+0,063) et un rendement relativement faible pour les particules de dimension supérieure à 0,08 mm. On remarque également que la distribution pondérale est constante pour les fractions <0,063 mm.

Echantillon 06 :

Tab V.14 : Analyse granulométrique de l'échantillon 06

Dimension	Fraction				
	Poids		Poids cumulés		Passant cumulé
	g	%	g	%	%
+0,63	11,61	3,90	11,61	3,90	96,1
+0,63+0,6	1,42	0,48	13,03	4,38	95,62
-0,6+0,5	14,39	4,84	27,42	9,22	90,78
-0,5+0,4	19,14	6,44	46,56	15,66	84,34
-0,4+0,315	20,90	7,03	67,46	22,68	77,32
-0,315+0,25	26,67	8,97	94,13	31,65	68,35
-0,25+0,2	15,68	5,27	109,81	36,92	63,08
-0,2+0,16	64,69	21,75	174,50	58,68	41,32
-0,16+0,125	50,83	17,09	225,33	75,77	24,23
-0,125+0,1	28,16	9,47	253,48	85,24	14,76
-0,1+0,08	26,84	9,03	280,33	94,26	5,74
-0,08+0,063	15,67	5,27	295,99	99,53	0,47
-0,063+0,05	1,23	0,41	297,22	99,95	0,05
-0,05+0,04	0,06	0,02	297,28	99,97	0,03
-0,04	0,10	0,03	297,38	100	0
Total	297,38	100			

L'échantillon 06 a une granulométrie étalée avec un coefficient d'uniformité C_u de 2,7 et un coefficient de concavité C_c faible (1,06) calculé à partir de la courbe granulométrique. La courbe granulométrique montre que le sol contient plus de 95% de particules de dimensions supérieure à 80 μm .

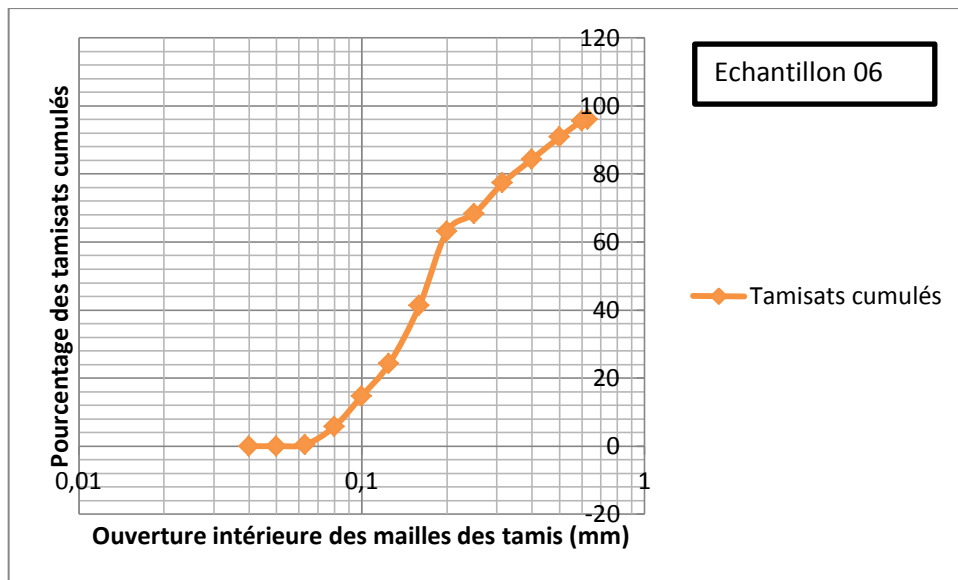


Fig V.14 : Courbe granulométrique de l'échantillon 06

Tab V.15 : Caractéristiques de la courbe granulométrique de l'échantillon 06

Matériau	Diamètre efficace (mm)			Coefficient d'uniformité (Hazen) Cu	Coefficient de courbure Cc	Interprétation
	D ₁₀	D ₃₀	D ₆₀			
Echantillon 06	0,092	0,14	0,2	2,17	1,06	Sol bien gradué et la granulométrie est étalée

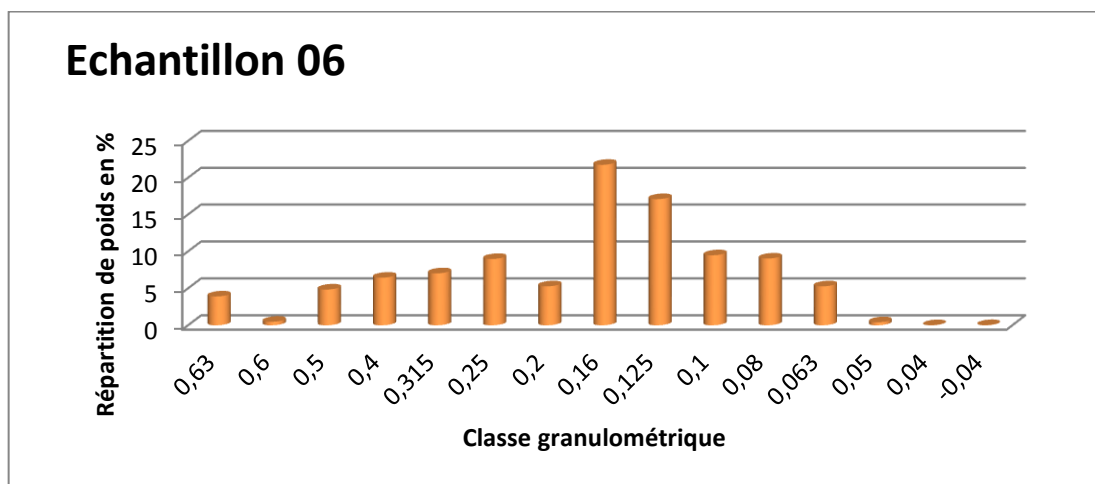


Fig V.15 : Histogramme de la répartition en poids (Echantillon 06)

On note que l'histogramme donne deux valeurs maximales correspondant à la fraction (-0,2+0,125 mm) et un rendement faible pour les autres classes particulièrement les grains de dimension inférieure à 0,063 mm.

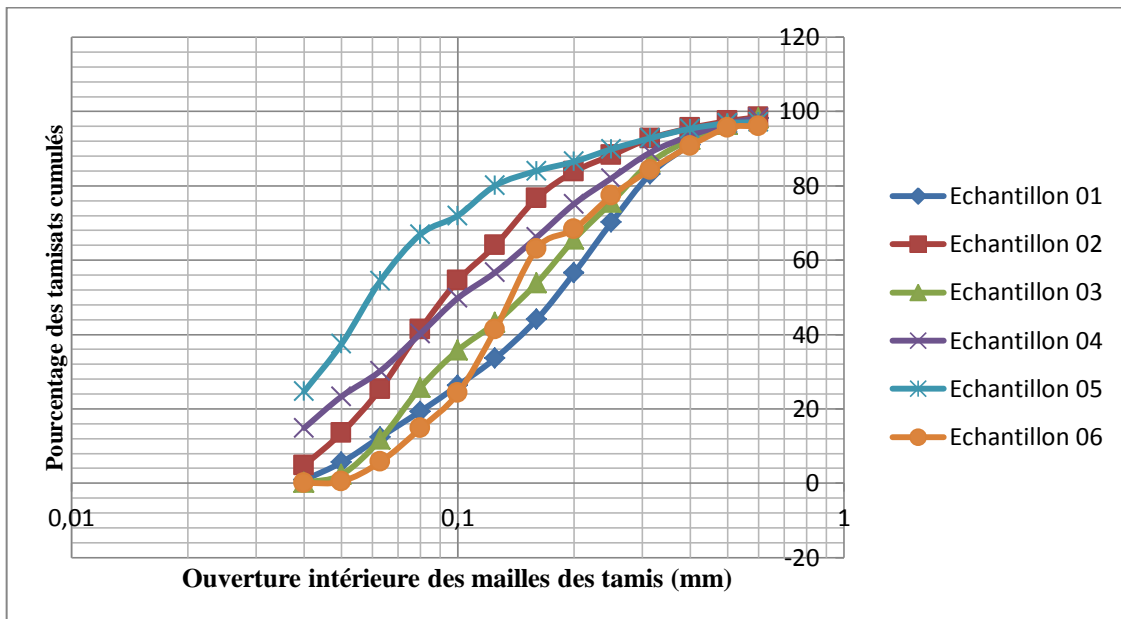


Fig V.16 : la distribution granulométrique des échantillons

Les courbes granulométriques ont une allure presque identique caractérisée par un étalement le long du profil granulométrique. Les modules dimensionnels (D80) sont compris entre 100 et 250 μm .

- **Teneurs en Pb en fonction de chaque classe granulométrique**

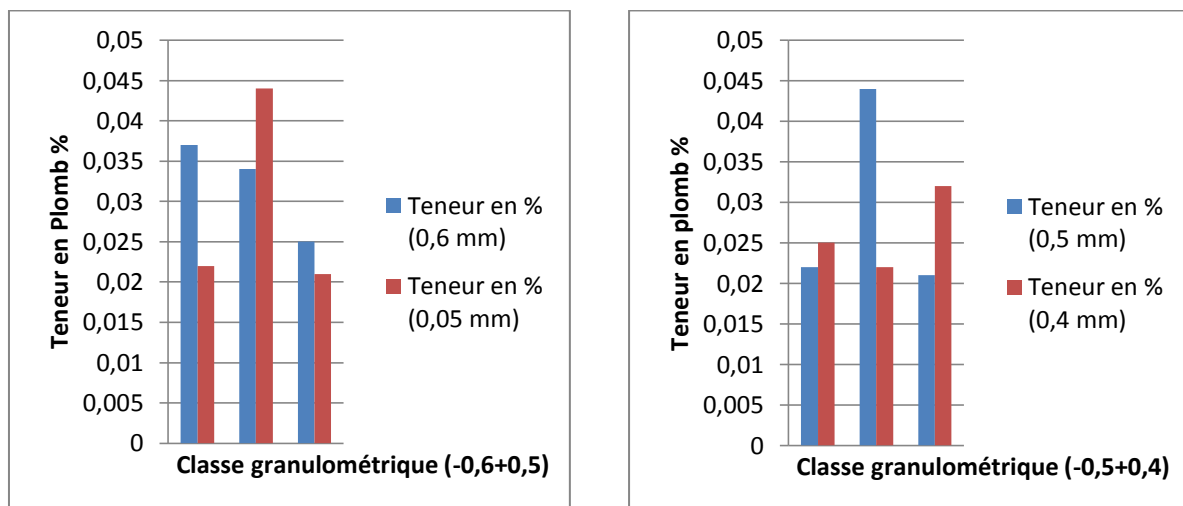


Fig V.17 : Teneurs en Pb dans les classes (-0,6+0,5) et (-0,5+0,4)

-La classe granulométrique $(-0,6+0,5)$ donne des teneurs en plomb élevées dans l'échantillon 02 qui peuvent atteindre environ 0,045% par rapport aux deux autres échantillons. La fraction supérieure à 0,6 mm montre une distribution décroissante du premier échantillon au troisième.

-D'après l'histogramme de la classe $(-0,5 +0,4)$, nous remarquons que la quantité de plomb de la fraction (0,5 mm) est majoritaire pour le second échantillon tandis que dans la classe (0,4 mm) cet échantillon présente en quantités faibles.

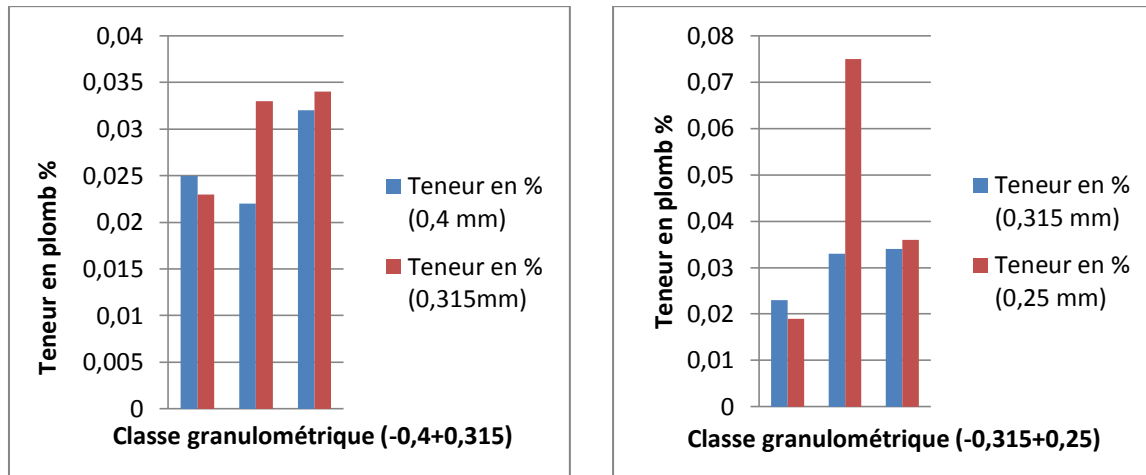


Fig V.18 : Teneurs en Pb dans les classes $(-0,4+0,315)$ et $(-0,315+0,25)$

-Les teneurs en plomb dans les échantillons 02 et 03 de la classe $(-0,4+0,315)$ présentent des teneurs proches par rapport au premier échantillon.

- les résultats obtenus pour la fraction $(-0,315+0,25)$ montrent que l'échantillon 02 contient la plus grande teneur en plomb.

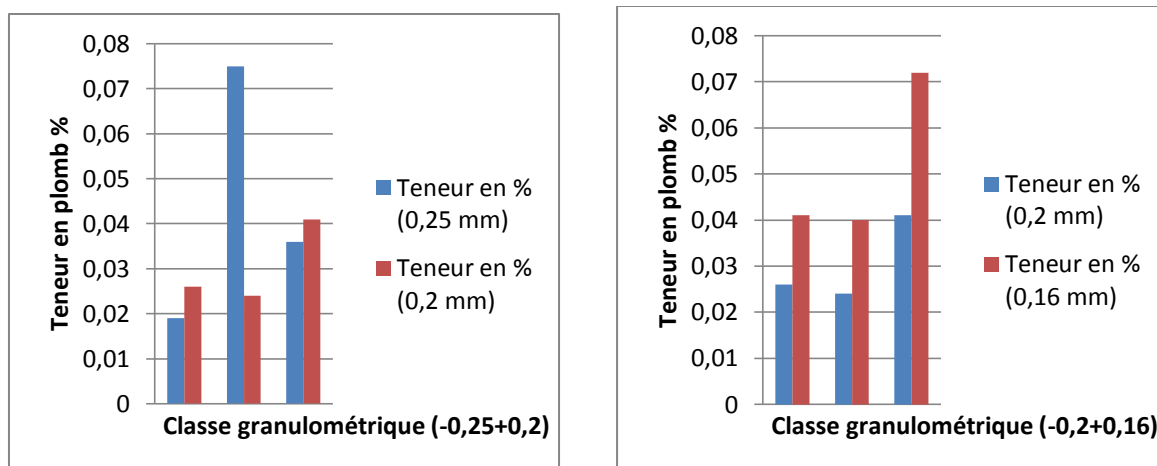


Fig V.19: Teneurs en Pb dans les classes $(-0,25+0,2)$ et $(-0,2+0,16)$

-les teneurs en plomb pour la fraction (0,25 mm) indiquent que l'échantillon 02 montre la quantité la plus élevée et pour (0,2 mm), l'échantillon 03 montre une quantité importante avec 0,04%

-En ce qui concerne la classe granulométrique (-0,2+0,16) , les échantillons 01 et 02 présentent des quantités analogues moyennes tandis que l'échantillon 03 présente la teneur la plus élevée.

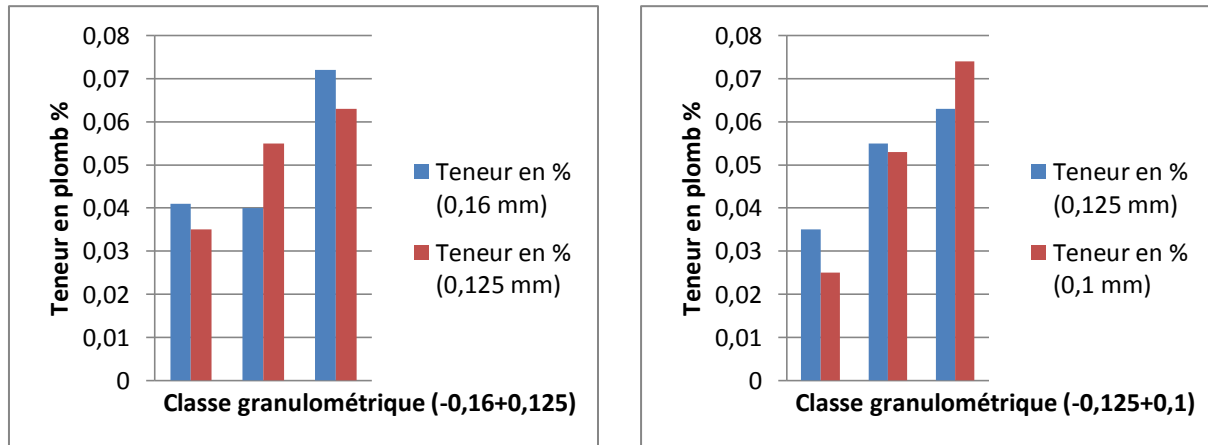


Fig V.20 : Teneurs en Pb dans les classes (-0,16+0,125) et (-0,125+0,1)

-Nous constatons une distribution croissante depuis l'échantillon 01 jusqu'à 03 pour les classes (-0,16+0,125) et (-0,125+0,1) mm.

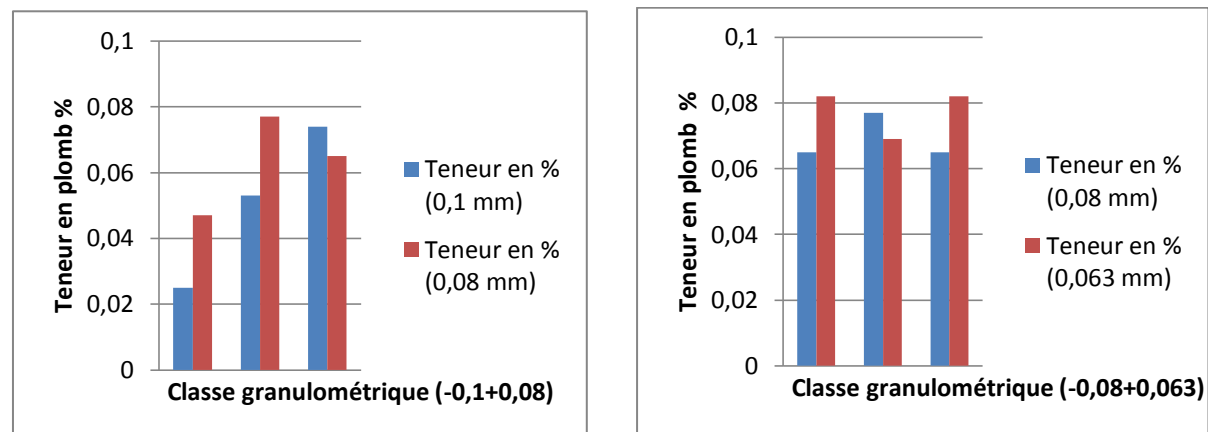


Fig V.21 : Teneurs en Pb dans les classes (-0,1+0,08) et (-0,08+0,063)

-Les résultats montrent que dans la fraction (0,1 mm), l'échantillon 03 a la plus grande teneur en plomb alors que dans la fraction (0,08 mm) l'échantillon 02 montre des quantités importantes.

-Pour la classe (0,063 mm) , les échantillons 01 et 03 ont des concentrations égales.

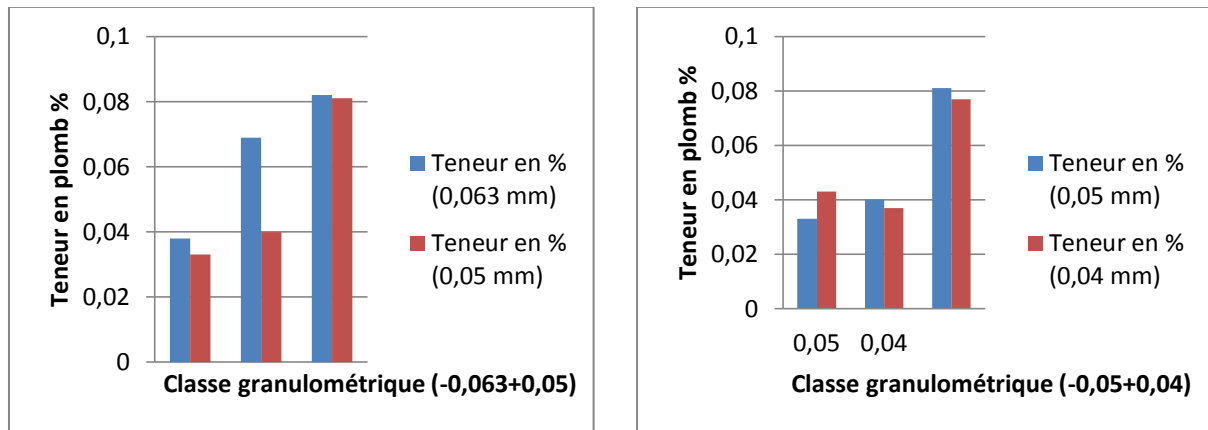


Fig V.22 : Teneurs en Pb dans les classes (-0,063+0,05) et (-0,05+0,04)

-D'après l'histogramme des teneurs en plomb pour la classe (-0,063+0,05), l'échantillon 03 présente la plus grande teneur.

-Nous remarquons que les quantités de plomb de la classe (-0,05+0,04) montre également que l'échantillon 03 a la teneur en plomb la plus élevée.

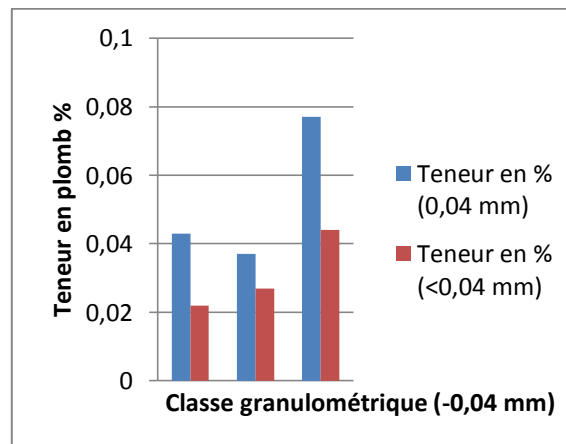


Fig V.23 : Teneurs en Pb dans la classe (-0,04 mm)

En comparant les trois échantillons, Les teneurs en plomb enregistrées au niveau de la classe (0,04mm) montrent que l'échantillon 03 présente la teneur la plus importante.

- Teneurs en Zn en fonction de chaque classe granulométrique

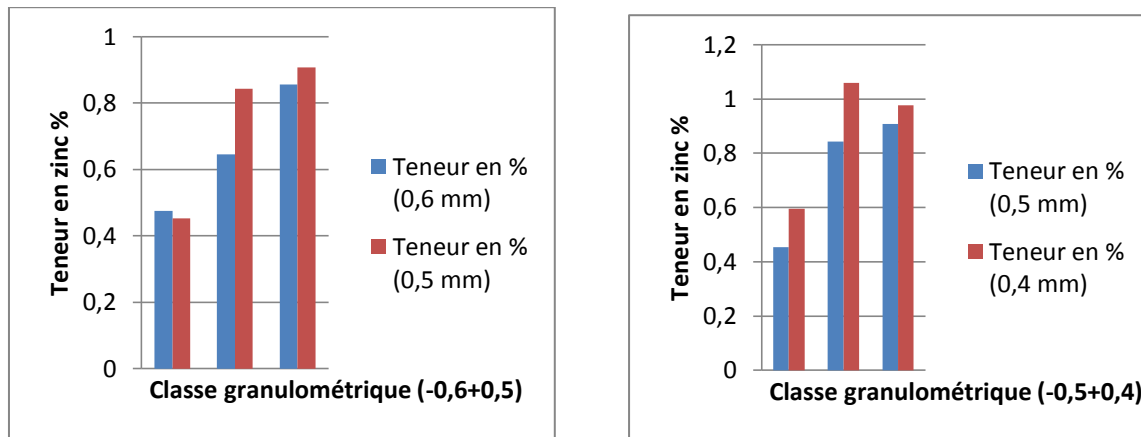


Fig V.24 : Teneurs en Zn dans les classes (-0,6+0,5) et (-0,5+0,4)

-D'après les teneurs du zinc enregistrées au niveau de la classe (-0,6+0,5), la teneur élevée correspond à l'échantillon 03.

-L'histogramme de la classe granulométrique (-0,5+0,4) montre des teneurs élevée en zinc pour l'échantillon 02 atteignant 1,4% contrairement aux deux autres échantillons qui présentent des quantités moyennement faibles.

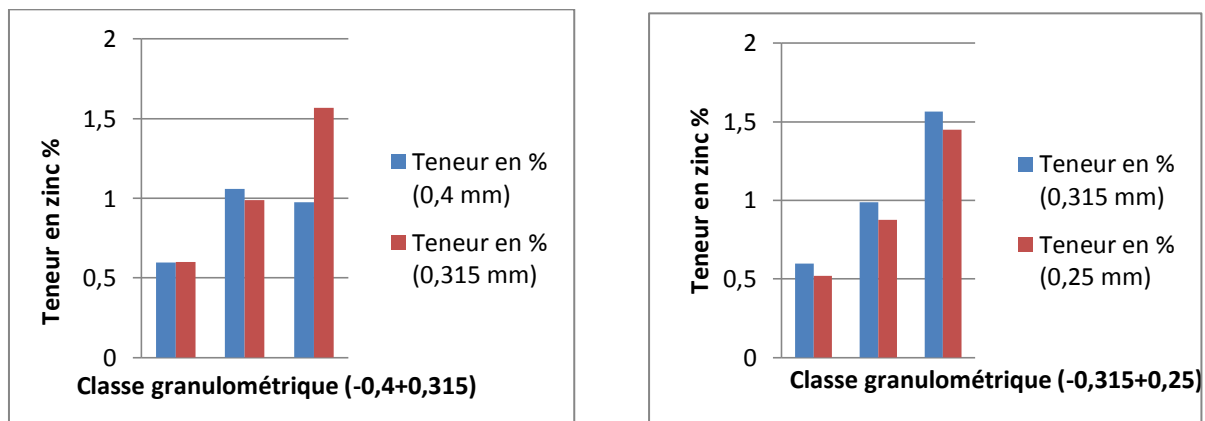


Fig V.25 : Teneurs en Zn dans les classes (-0,4+0,315) et (-0,315+0,25)

-Pour les classes granulométriques (-0,4+0,315) et (-0,315+0,25), La teneur en zinc la plus élevée correspond à l'échantillon 03. Ces teneurs peuvent atteindre 1,6% .

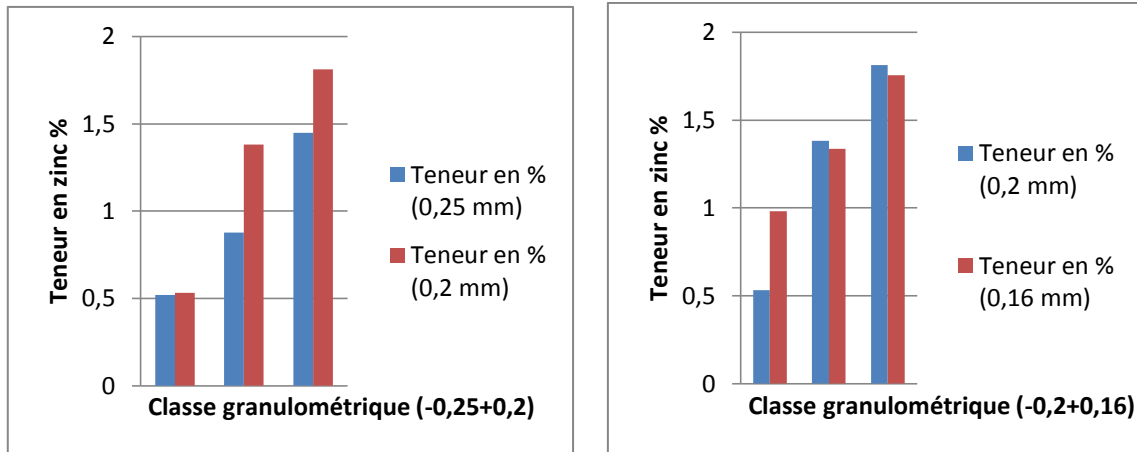


Fig V.26 : Teneurs en Zn dans les classes (-0,25+0,2) et (-0,2+0,16)

- D'après les teneurs du zinc enregistrées au niveau de la classe (-0,25+0,2), la teneur élevée correspond à l'échantillon 03 où la quantité est de 1,8 % .

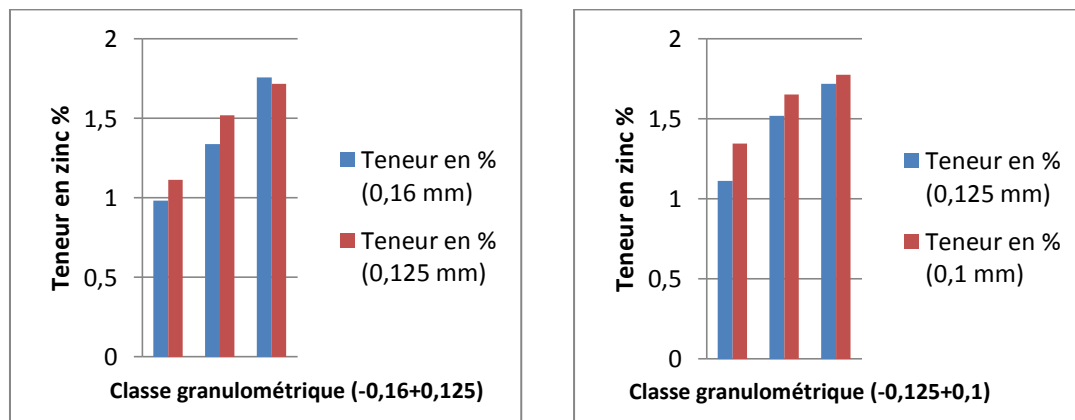


Fig V.27 : Teneurs en Pb dans les classes (-0,16+0,125) et (-0,125+0,1)

-Les classes granulométriques : (-0,2+0,16), (-0,16+0,125) et (-0,125+0,1) montrent que l'échantillon 03 présente les teneurs les plus importantes en zinc avec 1,7% .

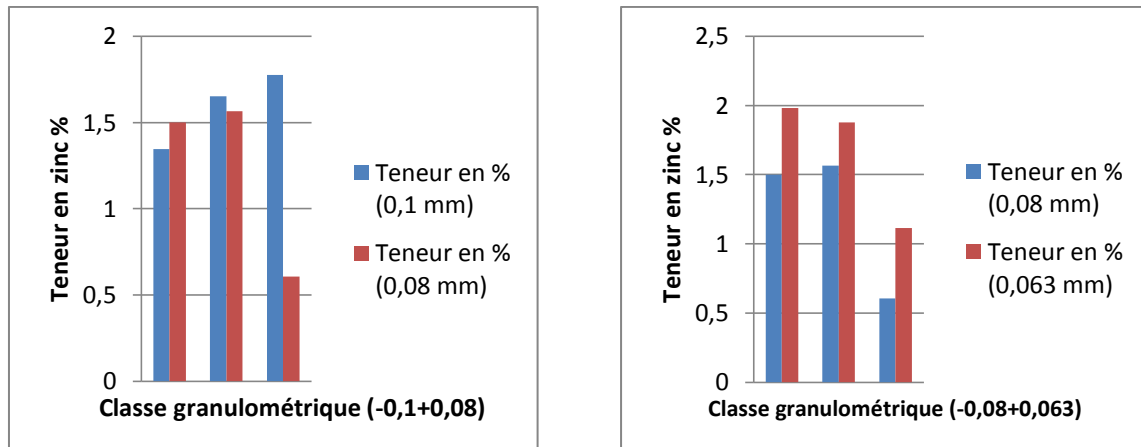


Fig V.28 : Teneurs en Zn dans les classes (-0,1+0,08) et (-0,08+0,063)

-Les résultats obtenus pour la fraction (0,1 mm) donnent des teneurs élevées en zinc dans l'échantillon 03 alors que pour la fraction (0,08 mm), l'échantillon 02 présentera la teneur la plus importante.

-L'échantillon 01 montre la plus grande quantité en zinc au niveau de la classe (0,063 mm)

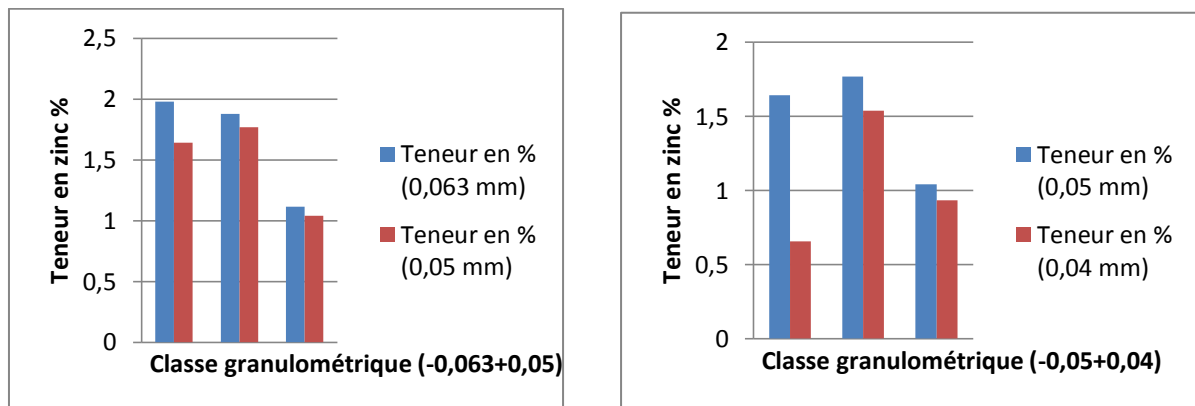


Fig V.29 : Teneurs en Zn dans les classes (-0,063+0,05) et (-0,05+0,04)

-En ce qui concerne la classe granulométrique (-0,063+0,05), les teneurs en zinc sont dominantes dans l'échantillon 01.

-La répartition des teneurs du zinc dans la classe granulométrique (-0,05+0,04) marque l'abondance du zinc dans l'échantillon 02.

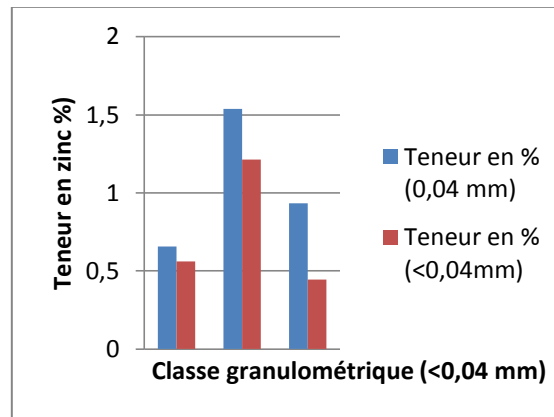


Fig V.30 : Teneurs en Zn dans la classe (-0,04)

-Les résultats enregistrés dans la classe (<0,04) montre que l'échantillon 02 présente les teneurs en zinc les plus élevées.

V.2 Résultats des essais en colonnes

Les résultats des analyses des lixiviats échantillonnés lors des essais en colonne d'une durée d'un mois sont présentés ici. Les éléments métalliques suivants ont été analysés : Cd, Ni, Cu et Cr. Ces derniers sont présentés en microgrammes d'élément lixivié par un litre.

Vu le manque de moyens d'analyses, on n'a pas pu étudier la distribution de tous les éléments métalliques.

TabV.16: Résultats d'analyse des différentes lixiviats

Numéro d'échantillons	Cd (µg/l)	Cu (µg/l)	Cr (µg/l)	Ni (µg/l)
1	10.95	20.68	<5	<5
2	12.01	<5	<5	8.11
3	38.36	10.96	<5	5.7
4	7.22	16.97	<5	<5
5	16.84	17.24	<5	6.30
6	18.73	83.93	<5	43.46

Les normes proposées par Baize, par AFNOR et au fond géochimique de la région sont réunis dans le tableau 05, annexe D.

Pour pouvoir mieux interpréter ces résultats, nous les avons représentés sous forme de secteurs.

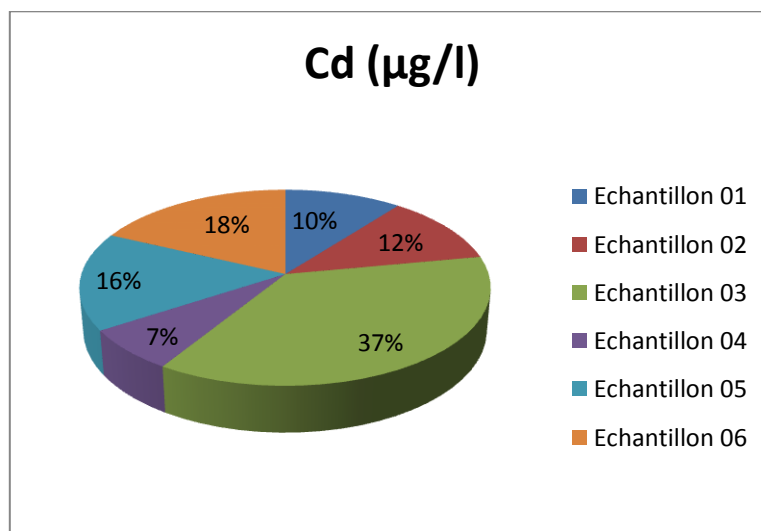


Fig V.31: Distribution de Cd dans les échantillons

- Les résultats obtenus de la distribution des teneurs en cadmium montrent que l'échantillon 03 présente des quantités importantes dont la teneur correspond à 37% (38,36µg/l) de la teneur globale en cadmium.

De plus, on constate que les teneurs pour les échantillons 06 et 05 sont légèrement supérieures à celles des autres échantillons. Ceci était prévisible en raison de la forte solubilité du Cd à des pH près de la neutralité

$$[\text{Cd}]_{\text{Ech 03}} > [\text{Cd}]_{\text{Ech 06}} > [\text{Cd}]_{\text{Ech 05}} > [\text{Cd}]_{\text{Ech 02}} > [\text{Cd}]_{\text{Ech 01}} > [\text{Cd}]_{\text{Ech 04}}$$

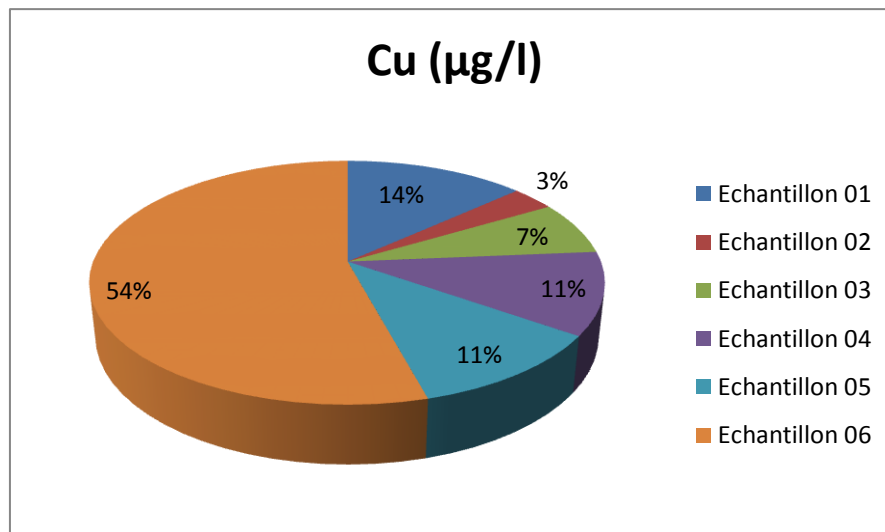


Fig V.32 : Distribution du Cuivre dans les échantillons

-La répartition des teneurs en cuivre se trouvent en quantité importante dans l'échantillon 06 avec des teneurs égales à 83,93 µg/l.

En revanche, les cinq échantillons présentant des quantités relativement faibles par rapport à l'échantillon 06.

$$[\text{Cu}]_{\text{Ech 06}} > [\text{Cu}]_{\text{Ech 01}} > [\text{Cu}]_{\text{Ech 04}} > [\text{Cu}]_{\text{Ech 05}} > [\text{Cu}]_{\text{Ech 03}} > [\text{Cu}]_{\text{Ech 02}}$$

-En ce qui concerne les teneurs en chrome, cet élément présente des quantités traces dans tous les échantillons (<5 µg/l)

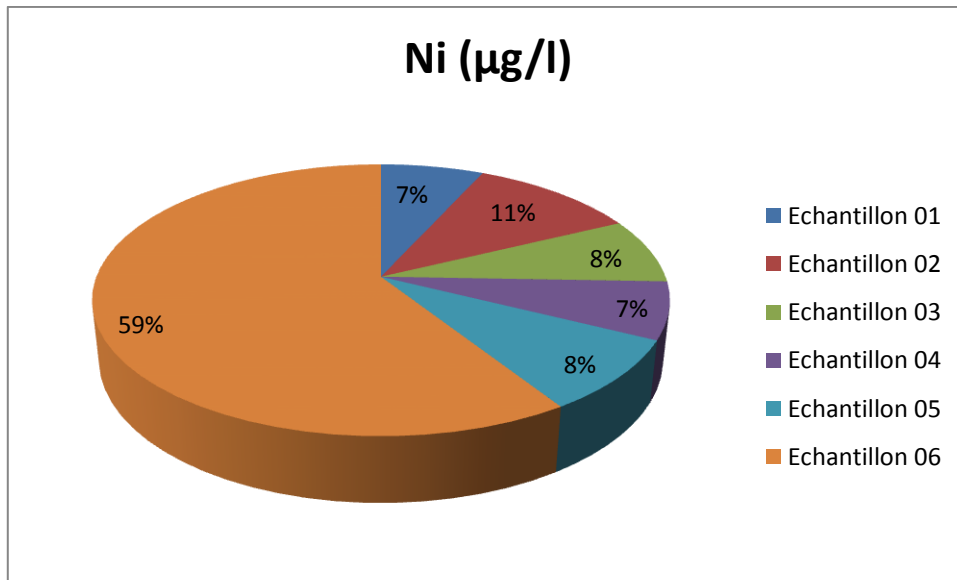


Fig V.33 : Quantités du Nickel dans les échantillons

-D'après les résultats enregistrés, nous constatons la présence du nickel en quantité très élevées dans l'échantillon 06 tandis que les cinq autres matériaux présentent des teneurs faibles en cet élément.

$[Cu]_{Ech\ 06} > [Cu]_{Ech\ 02} > [Cu]_{Ech\ 03} > [Cu]_{Ech\ 05} > [Cu]_{Ech\ 01} > [Cu]_{Ech\ 04}$

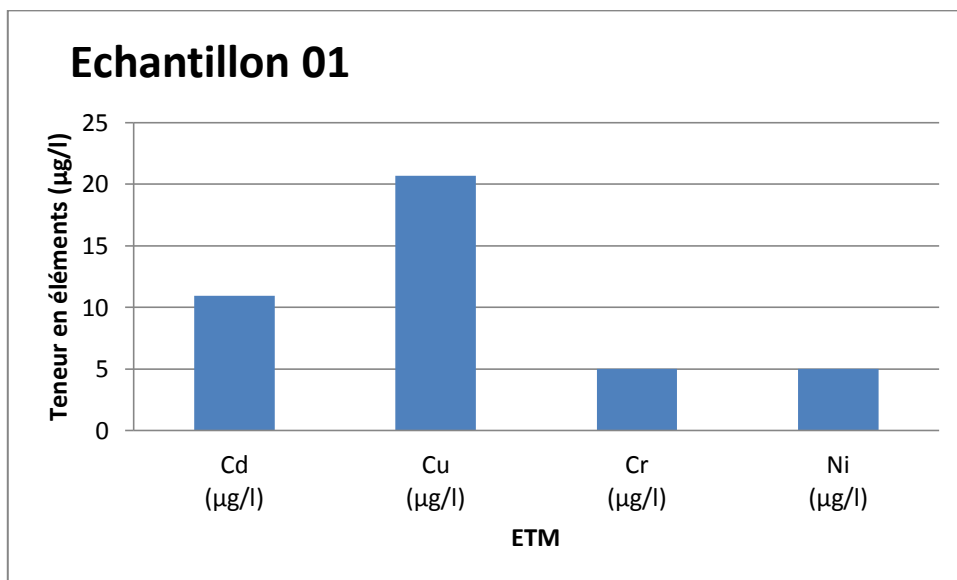


Fig V.34 : Teneurs des métaux dans l'échantillon 01

L'histogramme enregistré montre un aspect comparatif des éléments Cd, Cu, Cr et Ni obtenus dans l'échantillon 01 de l'essai de colonne, cette étude permet de remarquer que la teneur en

cuivre se trouve en quantité élevée (20 $\mu\text{g/l}$) par contre le cadmium, le chrome et Nickel se répartissent en quantités faibles.

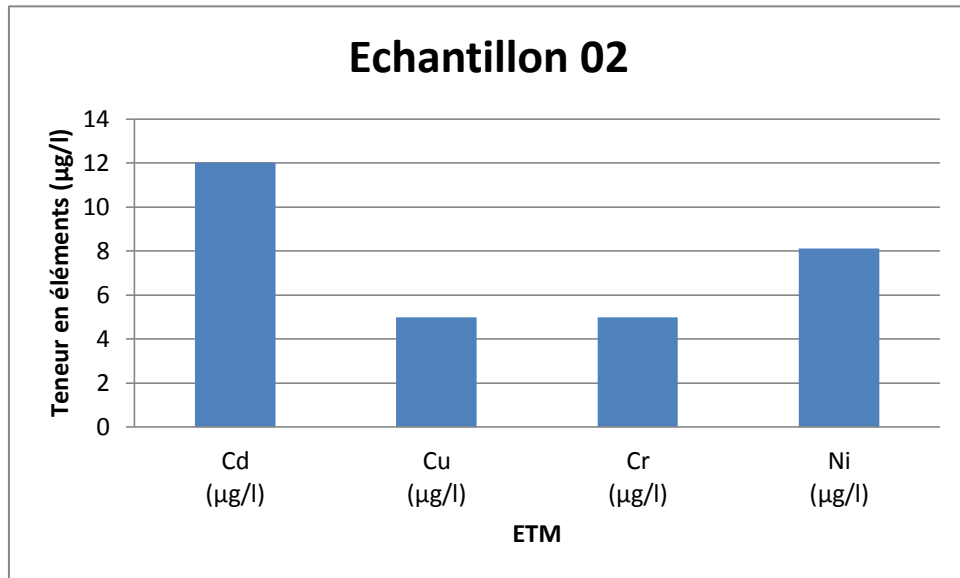


Fig V.35 : Teneurs des métaux dans l'échantillon 02

En comparant les quatre métaux (Cd, Cu, Cr et Ni) dans l'échantillon 02, nous remarquons que le cadmium présente des teneurs élevées ainsi que le nickel mais avec des concentrations un peu moindre. En outre, le cuivre et le chrome se trouvent en quantités proches dont la teneur est $<5 \mu\text{g/l}$.

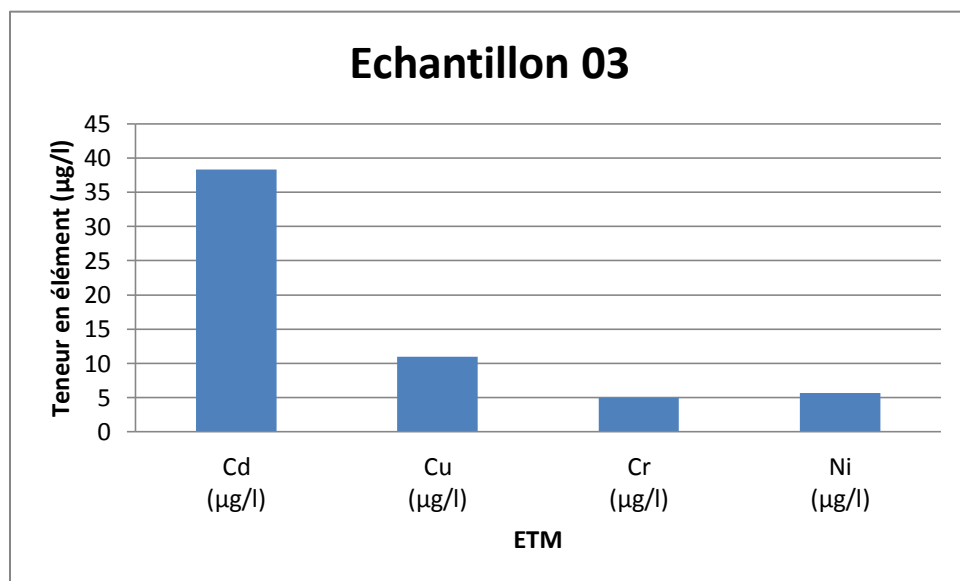


Fig V.36 : Teneurs des métaux dans l'échantillon 03

L'histogramme de la répartition des éléments métalliques dans l'échantillon 03 montre particulièrement des valeurs considérablement supérieures en cadmium avec des teneurs atteignant 38%. Les autres métaux Cu, Cr et Ni se trouvent en faibles quantités.

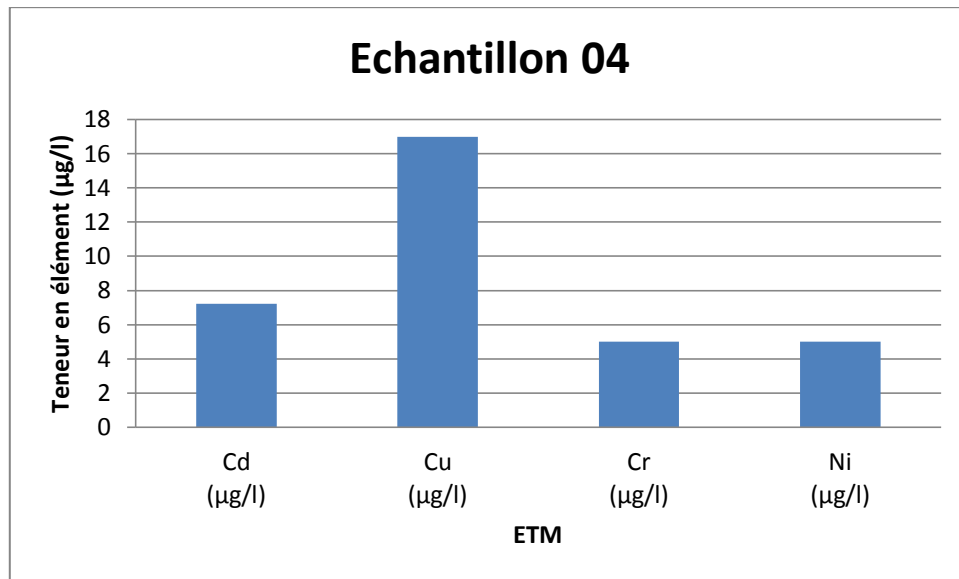


Fig V.37 : Teneurs des métaux dans l'échantillon 04

Les résultats enregistrés dans l'échantillon 04 montrent une distribution inégale des éléments métalliques (Cd, Cu, Cr et Ni). Les teneurs en cuivre représentent des valeurs moyennement élevées (17µg/l) par rapport aux teneurs des autres métaux.

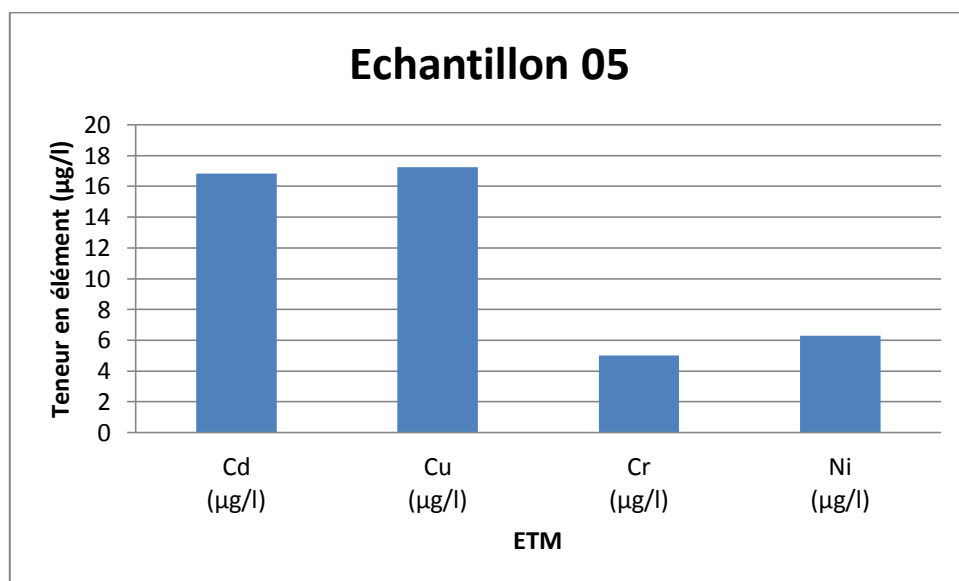


Fig V.38 : Teneurs des métaux dans l'échantillon 05

Nous constatons que dans l'échantillon 05, des teneurs élevées en cadmium et cuivre avec des valeurs qui sont respectivement (16,83% et 17,24%).

Le nickel et le chrome montrent des valeurs plus ou moins faibles.

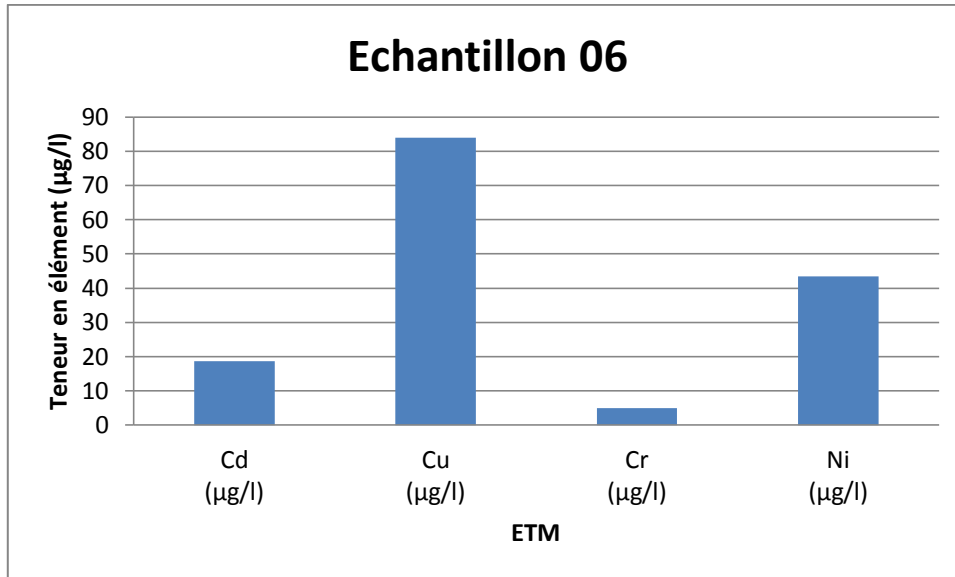


Fig IV.39 : Teneurs des métaux dans l'échantillon 06

L'histogramme représentant l'échantillon 06 montre des teneurs en cuivre très élevées et nettement remarquables dont la teneur est 82% alors que les éléments métalliques Ni, Cd et essentiellement le Cr se distribuent dans ce matériau en quantités faibles. On constate que le Cr est pratiquement absent des lixiviats

- Il est à noter, que les résultats obtenus confirment la mobilité des éléments métalliques dans les rejets de la digue du complexe minier de Kherzet Youcef.

V.3 Résultats des essais de mini cellules d'altération :

Comme il a été mentionné au chapitre précédent, Cette section regroupe les résultats des essais en mini-cellules d'altération réalisés sur différents échantillons. Les figures ci- après présentent les caractéristiques électrochimiques (pH et potentiel redox Eh) des lixiviats récupérés des essais en mini-cellules d'altération.

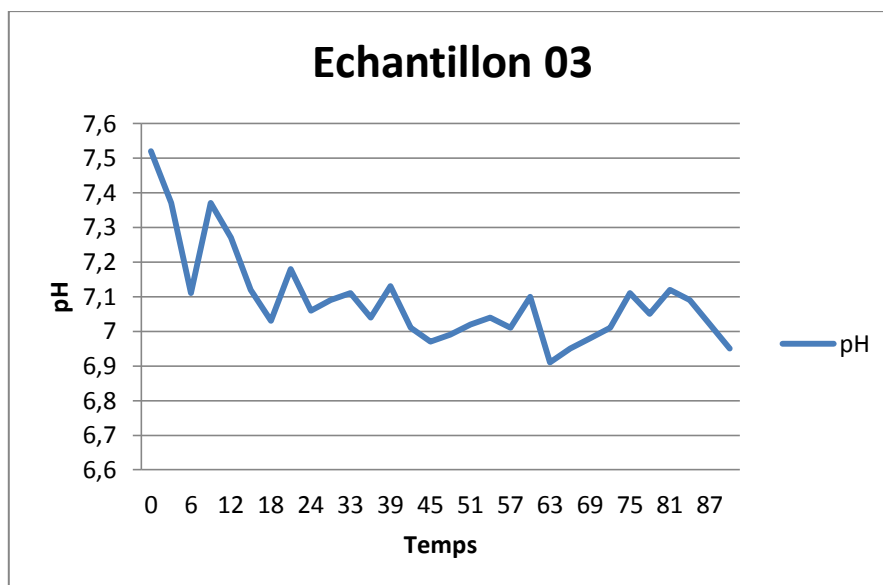
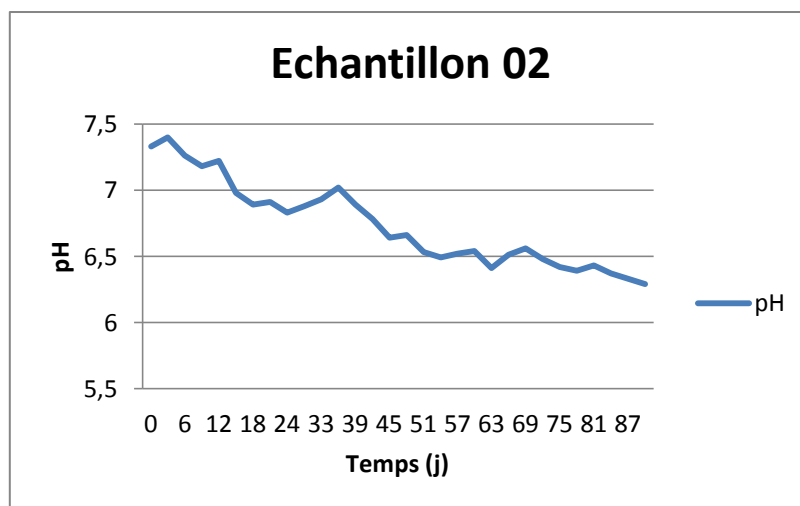
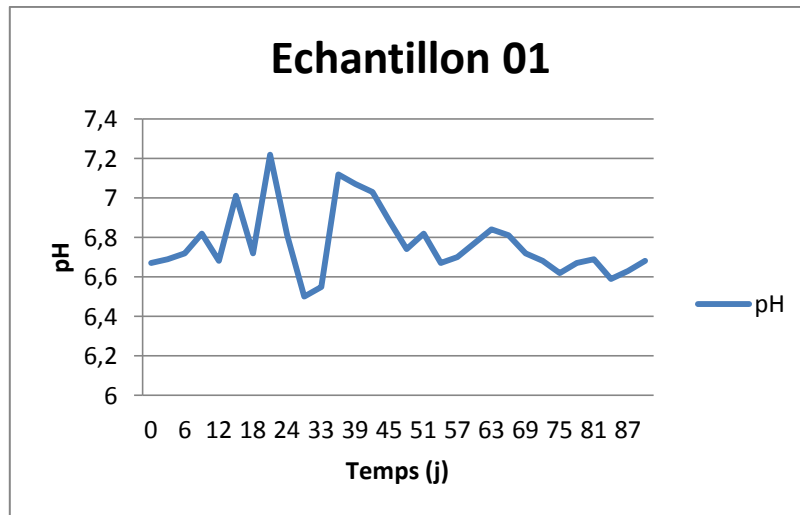


Fig V.40 : Résultats du pH dans les eaux issues des essais en mini-cellules d'altération

On observe que les pH des trois lixiviats oscillent généralement entre 6,4 et 7,5. Ceux de la cellule 03 (composée de 80% de rejets sans traitement (broyage) et 20% de carbonates) échappent légèrement à cette tendance et varient à des pH plus neutres entre 7 et 8. Cela s'exprime par la capacité des carbonates à neutraliser l'acidité des résidus.

Les pH des lixiviats dans le premier mois sont pour les trois échantillons supérieurs aux pH de l'eau distillée utilisée, ces derniers étant en moyenne de $7,3 \pm 0,8$. Cette augmentation est causée par la dissolution de minéraux neutralisants tels la dolomite.

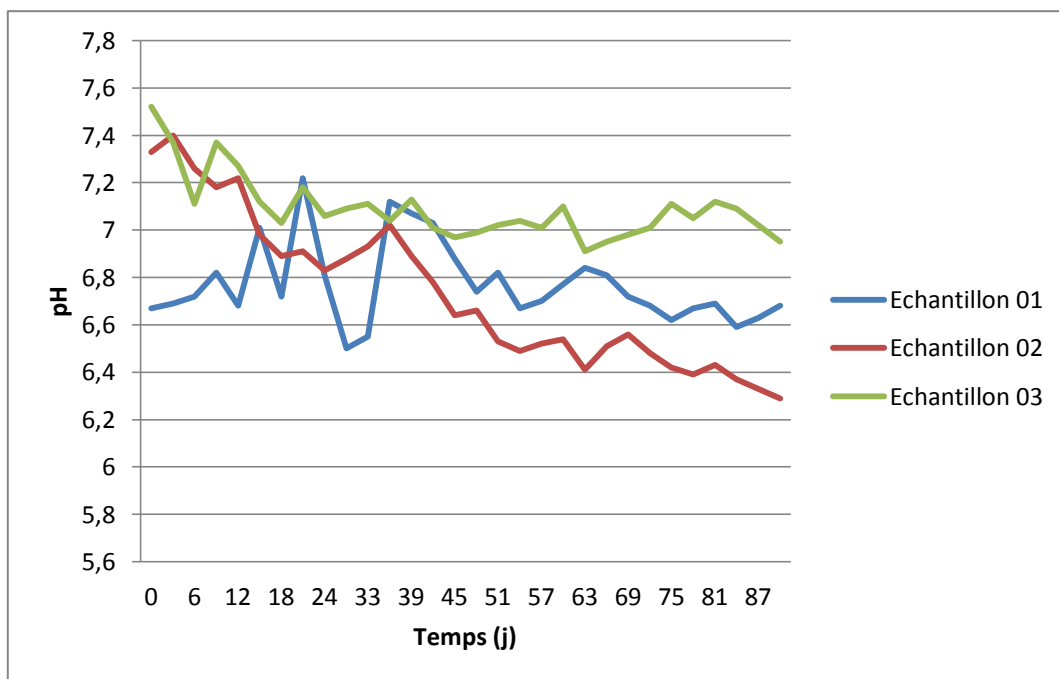


Fig V.41 : variation du pH dans les trois échantillons

Les résultats enregistrés pour les deux derniers mois présentent une diminution dans les valeurs de pH particulièrement l'échantillon 01 et 02. Nous constatons aussi que l'échantillon 01 montre une variation brutale du pH à cause de l'exposition des surfaces fraîches des minéraux sulfurés.

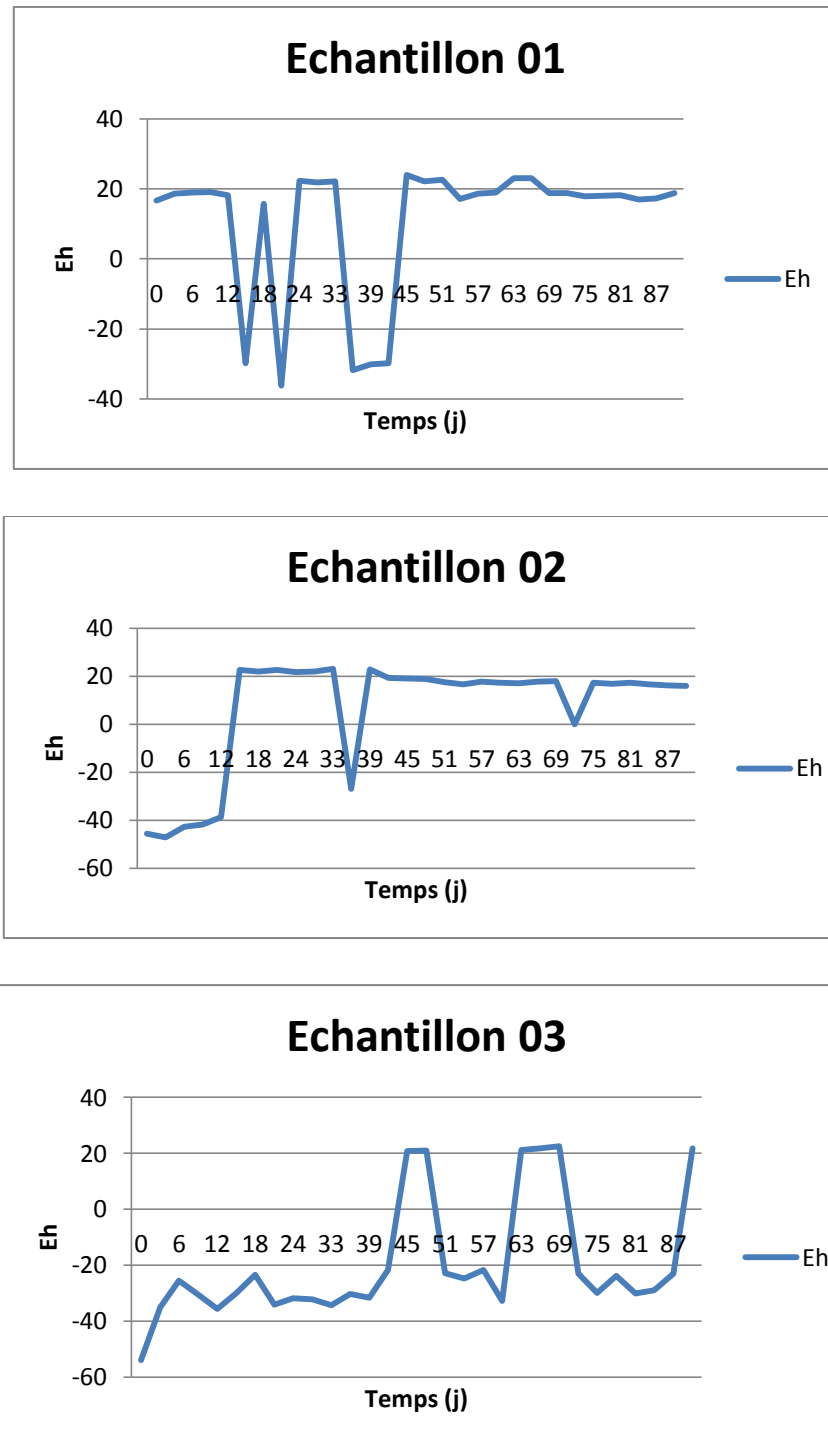


Fig V.42: Résultats de Eh dans les eaux issues des essais en mini-cellules d'altération

La Figure regroupe les résultats des analyses électrochimiques du potentiel redox effectuées sur les lixiviats. Les valeurs de Eh des lixiviats sont positives mais parfois négatives (généralement entre -40 mV et 20 mV), signifiant que les conditions sont oxydantes et parfois réductrices. Les Eh des lixiviats sont par contre plus faibles dans l'échantillon 03.

Tab V.17 : Analyses électrochimiques (pH et Eh) des lixiviats

Temps	Echantillon 01		Echantillon 02		Echantillon 03	
	pH	Eh	pH	Eh	pH	Eh
0	6,67	16,73	7,33	-45,64	7,52	-54,01
3	6,69	18,62	7,40	-47,19	7,37	-35,12
6	6,72	18,91	7,26	-42,76	7,11	-25,63
9	6,82	19,15	7,18	-41,74	7,37	-30,43
12	6,68	18,11	7,22	-38,83	7,27	-35,62
15	7,01	-29,76	6,98	22,74	7,12	-30,10
18	6,72	15,80	6,89	21,96	7,03	-23,45
21	7,22	-36,2	6,91	22,54	7,18	-34,2
24	6,81	22,31	6,83	21,76	7,06	-31,86
30	6,50	21,82	6,88	21,94	7,09	-32,23
33	6,55	22,12	6,93	23,02	7,11	-34,42
36	7,12	-31,87	7,02	-26,87	7,04	-30,31
39	7,07	-30,15	6,89	22,91	7,13	-31,61
42	7,03	-29,86	6,78	19,33	7,01	-21,80
45	6,88	23,98	6,64	18,98	6,97	20,67
48	6,74	22,16	6,66	18,77	6,99	20,86
51	6,82	22,67	6,53	17,53	7,02	-22,96
54	6,67	17,05	6,49	16,64	7,04	-24,77
57	6,70	18,65	6,52	17,79	7,01	-21,67
60	6,77	18,98	6,54	17,36	7,10	-32,75
63	6,84	23,11	6,41	17,12	6,91	21,03
66	6,81	23,04	6,51	17,69	6,95	21,76
69	6,72	18,73	6,56	17,86	6,98	22,54
72	6,68	18,85	6,48	17,15	7,01	-23,11
75	6,62	17,90	6,42	17,35	7,11	-29,87
78	6,67	18,06	6,39	16,88	7,05	-23,84
81	6,69	18,11	6,43	17,40	7,12	-30,09
84	6,59	16,96	6,37	16,65	7,09	-28,91
87	6,63	17,23	6,33	16,23	7,02	-23,07
90	6,68	18,76	6,29	15,87	6,95	21,75

- **Synthèse des essais en colonnes et mini cellule d'altération**

Les principaux constats que l'on peut tirer de ces essais sont les suivants :

Les données électrochimiques des lixiviats ont montré des pH neutres et des concentrations faibles en métaux.

La majorité des stériles échantillonnés ne sont pas générateurs de drainage minier acide ni à court, ni à long terme. Les échantillons contiennent suffisamment de minéraux acidivores pour neutraliser l'acidité générée par l'oxydation des sulfures (notamment la dolomite qui se présente avec des quantités importantes). La présence de fines particules dans la cellule 01 a permis de déterminer que celles-ci entraînent une plus grande réactivité par rapport aux deux autres cellules. De plus, ces fines particules retiennent mieux l'humidité qui est un réactif de la réaction d'oxydation des sulfures.

L'existence de sulfates et les conditions oxydantes des lixiviats montrent que l'oxydation des sulfures survient dans les échantillons.

Les analyses chimiques des lixiviats ont confirmé la mobilité des éléments traces métalliques dans les résidus.

V.4 Essais de valorisation par flottation

Nous avons suivi le schéma ci-dessous pour l'essai de valorisation en plomb et zinc, en variant les paramètres déjà cités.

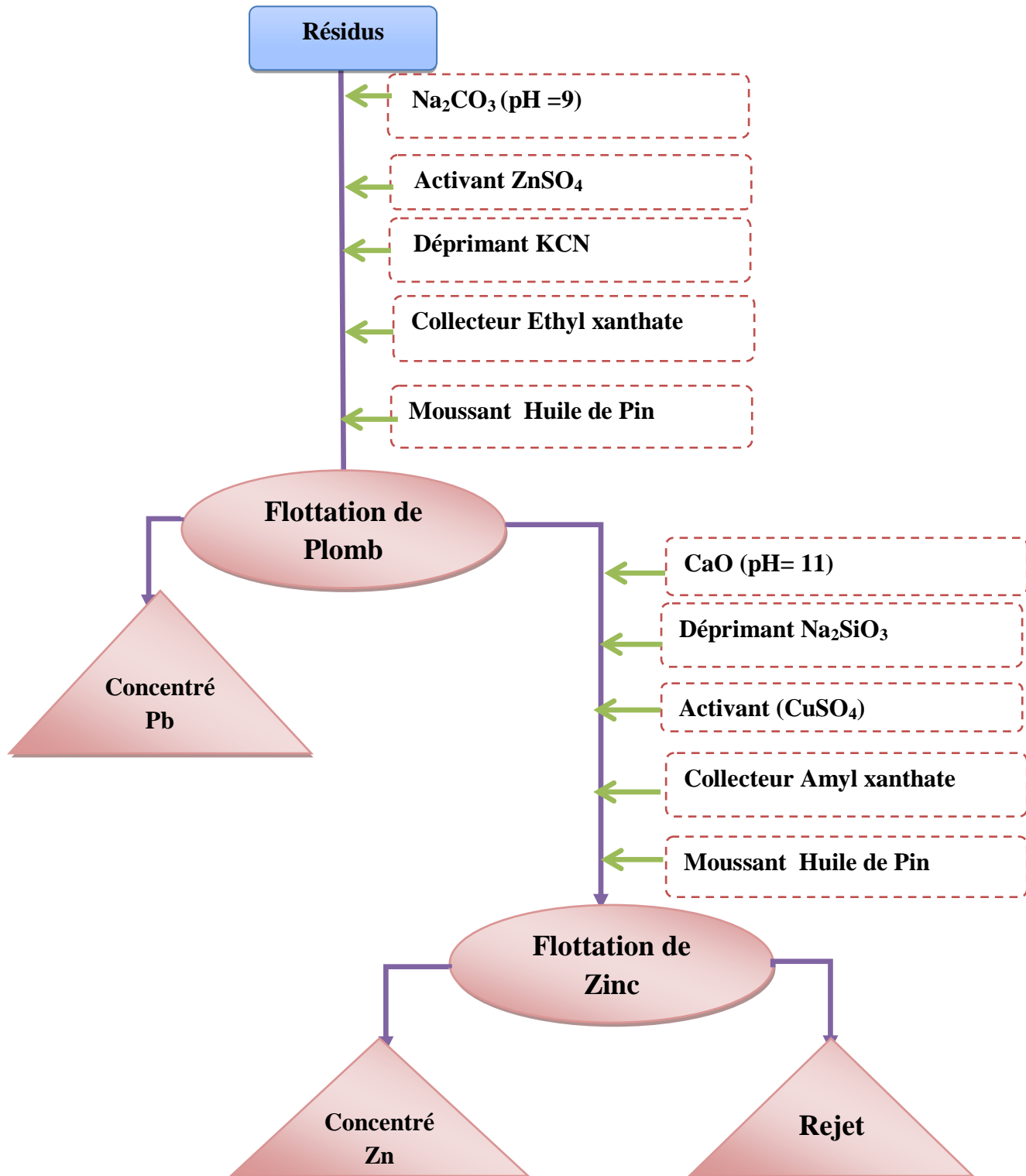


Fig V.43 : Schéma de valorisation de plomb et du zinc

1. Influence de la granulométrie et de collecteur :

Des essais ont été effectués sur un échantillon représentatif et sur trois fractions qui sont

- Fraction supérieur à 200 μ m
- Fraction (-200+100) μ m
- Fraction inférieure à 100 μ m

Régime de flottation :

Tab V.18 : régime de flottation

Régime de flottation pour cycle de Pb			Régime de flottation pour cycle de Zn		
Produit	Quantité (g/t)	Temps de conditionnement (mn)	Produit	Quantité (g/t)	Temps de conditionnement (mn)
NaCO₃	(pH= 8 à 9)	/	CaO	pH= 11	
ZnSO₄ (Activ)	55	3	Na₂SiO₃ (dép)	50	3
KCN (Dép)	40	5	CuSO₄	300	3
K Ethyl Xanthates (coll)	200.300.400.500	5	K Amyl Xanthates	200.300.400.500	5
Huile de pin (mous)	50	1	Huile de pin (mous)	50	1

A. Fraction >200 μ m

Echantillons 01 : résultat de l'influence du collecteur AX =200 g/t et KEX = 200g/t

Produits	Rendement en poids (%)
Concentré Pb	0,23
Concentré Zn	8,16
Rejet	91,59
Total	100

Echantillons 02 : résultat de l'influence du collecteur AX =300 g/t et KEX = 300g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	1,34
Concentré Zn	8,83
Rejet	89,82
Total	100

Echantillons 03 : résultat de l'influence du collecteur AX =400 g/t et KEX = 400g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	1,06
Concentré Zn	6,84
Rejet	92,09
Total	100

Echantillons 04 : résultat de l'influence du collecteur AX =500 g/t et KEX = 500g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	2,98
Concentré Zn	15,73
Rejet	81,29
Total	100

Tab V.19 : influence de la quantité de collecteur dans le concentré Pb pour la fraction (>200 μ m)

Quantité de Ethyl Xanthate (g/t)	200	300	400	500
rendement en poids (C Pb) %	0,23	1,34	1,06	2,98

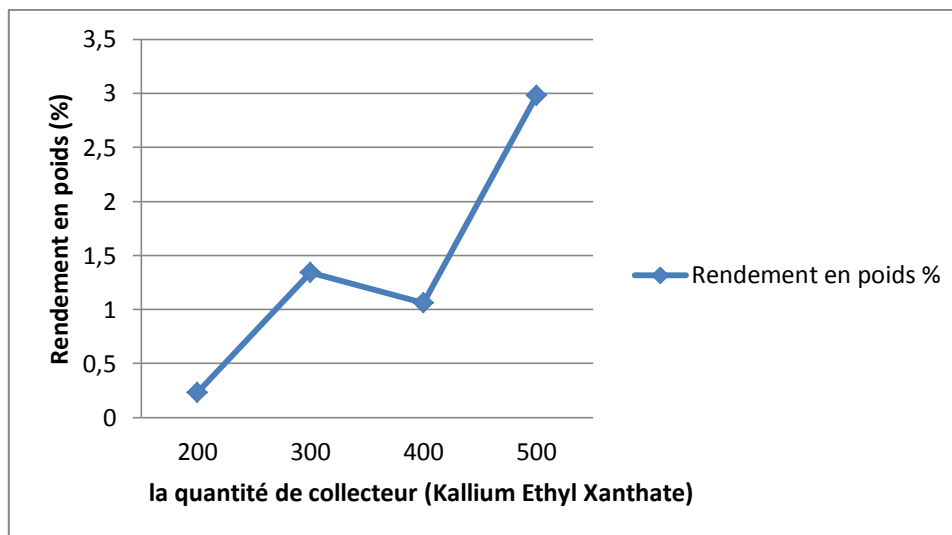


Fig V.44 : Rendement pondéral dans le concentré Pb en fonction de la quantité de collecteur

Pour le circuit Pb, le rendement pondéral varie de la façon suivante :

On remarque une augmentation de rendement pondéral de 200 à 300g/t puis une diminution jusqu'à 400g/t.

Durant ces essais, la quantité optimale du collecteur (K A X) est de 300g/t où le rendement du poids est égal à 1,34%.

Tab V.20 : influence de la quantité de collecteur dans le concentré Zn pour la fraction (>200 μ m)

Quantité de Amyl Xanthate (g/t)	200	300	400	500
rendement en poids (Concentré Zn) %	8,16	8,83	6,84	15,73

Pour le circuit Plomb, le rendement poids présente une allure relativement stable de 200 à 300g/t. puis une diminution nettement remarquable de 300 à 400 g/t et une augmentation jusqu'à 16% de 400 à 500 g/t.

On note que la quantité optimale de collecteur K E X est de 400g/t dont le pourcentage du rendement pondéral est le plus faible.

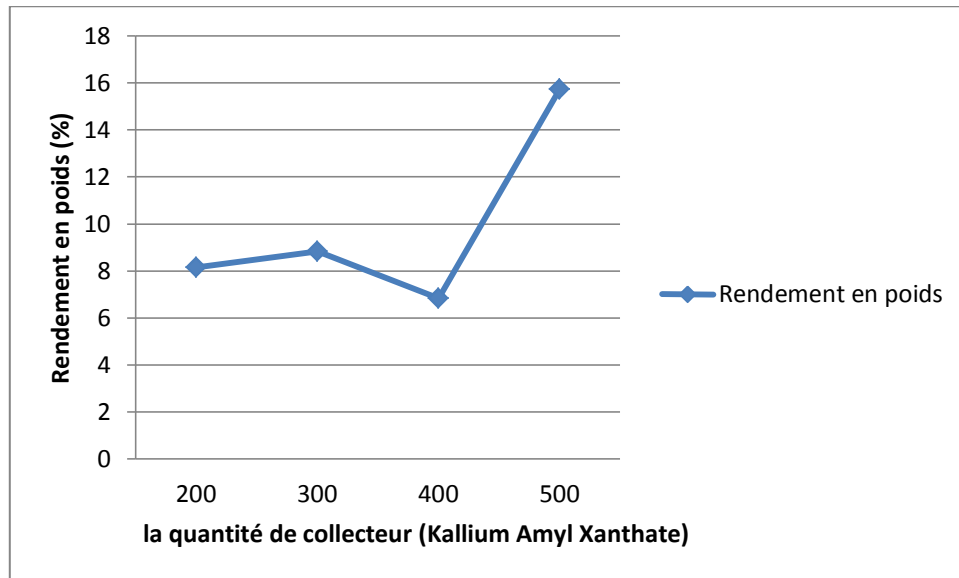


Fig V.45 : Rendement pondéral dans le concentré Zn en fonction de la quantité de collecteur

B. Fraction -200 +100

Echantillons 01 : résultat de l'influence du collecteur AX =200 g/t et KEX = 200g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	0,32
Concentré Zn	21,22
Rejet	91,18
Total	100

Echantillons 02 : résultat de l'influence du collecteur AX =300 g/t et KEX = 300g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	1,09
Concentré Zn	6,24
Rejet	92,66
Total	100

Echantillons 03 : résultat de l'influence du collecteur AX =400 g/t et KEX = 400g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	1,44
Concentré Zn	26,84
Rejet	71,71
Total	100

Echantillons 04 : résultat de l'influence du collecteur AX =500 g/t et KEX = 500g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	3,42
Concentré Zn	37,30
Rejet	59,26
Total	100

Tab V. 21 : influence de la quantité de collecteur dans le concentré Pb pour la fraction (-200+100) μm

Quantité de Kallium Ethyl Xanthate (g/t)	200	300	400	500
rendement en poids (C Pb) %	0,32	1,09	1,44	3,42

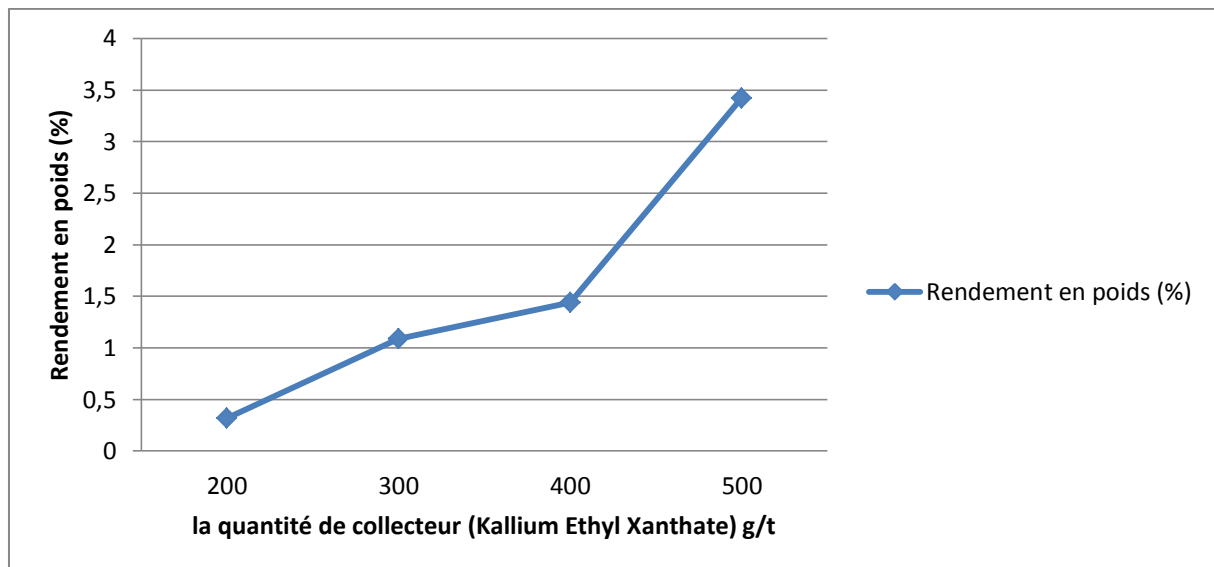


Fig V.46 : Rendement pondéral dans le concentré Pb en fonction de la quantité de collecteur

En ce qui concerne le circuit Pb, on constate une augmentation rapide du rendement pondéral en augmentant la quantité du collecteur sauf dans le deuxième intervalle où la teneur augmente légèrement.

D'après les résultats obtenus, on constate que la quantité optimale de collecteur Kallium Ethyl Xanthate est de 300g/t correspondant à 1,09g/t.

Tab V.22 : influence de la quantité de collecteur dans le concentré Zn pour la fraction (-200+100) μm

Quantité de KalliumAmyl Xanthate (g/t)	200	300	400	500
rendement en poids (C Zn) %	21,22	6,24	26,84	37,3

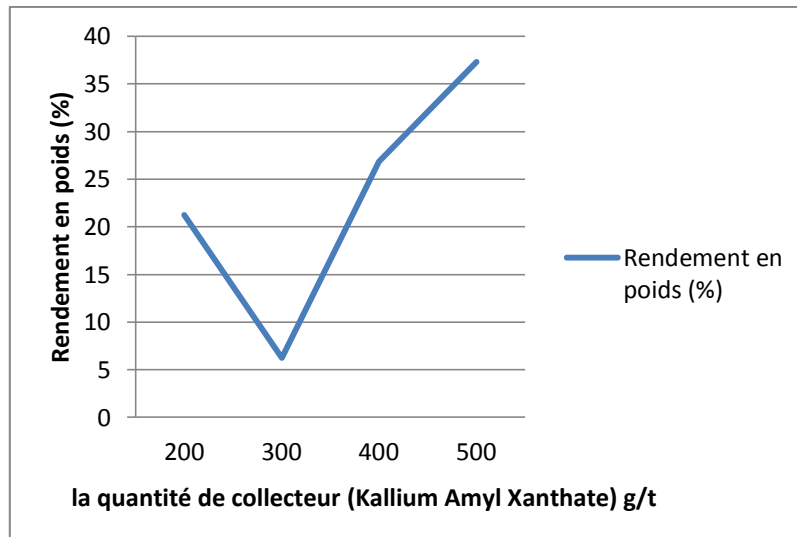


Fig V.47 : Rendement pondéral dans le concentré Zn en fonction de la quantité de collecteur

Pour le circuit zinc, la courbe montre une diminution du rendement pondéral de 200 à 300g/t avec une valeur de 6,24 %, ensuite une augmentation de 300 à 500 g/t. En effet, la quantité optimale du collecteur Amyl Xanthate est de 300 g/t

C. Fraction <100 µm

Echantillons 01 : résultat de l'influence du collecteur AX =200 g/t et KEX = 200g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	2,84
Concentré Zn	22,96
Rejet	74,2
Total	100

Echantillons 02 : résultat de l'influence du collecteur AX =300 g/t et KEX = 300g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	9,50
Concentré Zn	28,34
Rejet	62,14
Total	100

Echantillons 03 : résultat de l'influence du collecteur AX =400 g/t et KEX = 400g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	2,92
Concentré Zn	19,87
Rejet	77,21
Total	100

Echantillons 04 : résultat de l'influence du collecteur AX =500 g/t et KEX = 500g/t

Produits	Rendement en poids
Concentré Pb	7,39
Concentré Zn	17,34
Rejet	75,27
Total	100

Tab V.23 : influence de la quantité de collecteur dans le concentré Pb pour la fraction (<100) μ m.

Quantité de KalliumEthyl Xanthate (g/t)	200	300	400	500
rendement en poids (C Pb) %	2,84	9,5	2,92	7,39

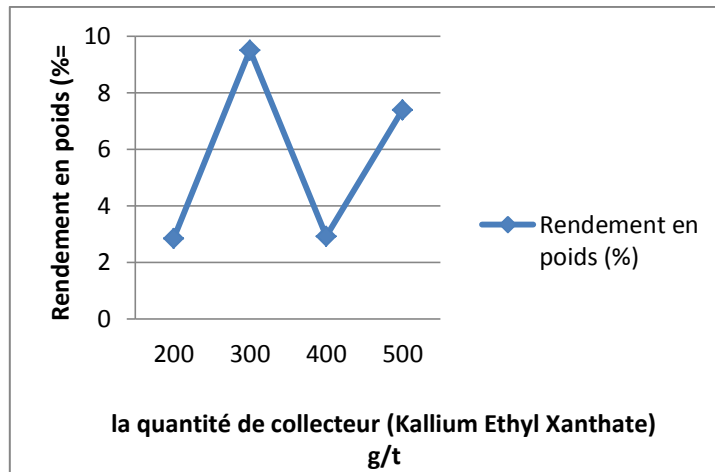


Fig V.48 : Rendement pondéral dans le concentré Pb en fonction de la quantité de collecteur

D'après les résultats enregistrés pour le circuit Pb, on remarque une augmentation du rendement du poids dans le premier palier puis une diminution rapide dans le second intervalle et une augmentation dans le dernier intervalle correspondant à une quantité qui varie entre 400 et 500 g/t. La quantité optimale du collecteur Kallium Ethyl Xanthate est de 400 g/t.

Tab V.24 : influence de la quantité de collecteur dans le concentré Zn pour la fraction (<100) μ m.

Quantité de Kallium Amyl Xanthate (g/t)	200	300	400	500
rendement en poids (C Zn) %	22,96	28,34	19,87	17,34

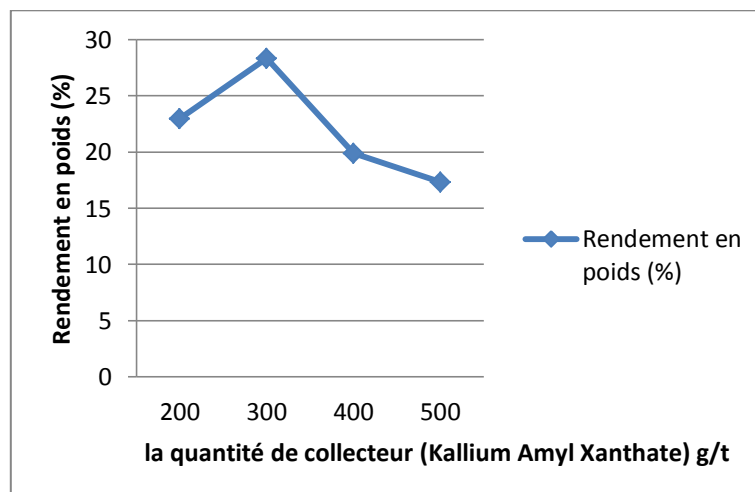


Fig V.49 : Rendement pondéral dans le concentré Zn en fonction de la quantité de collecteur

Pour le circuit zinc, les résultats présentent une augmentation dans le rendement du poids de 200 à 300 g/t puis une diminution en augmentant la quantité du collecteur jusqu'à 500g/t.

La quantité optimale du collecteur K A X est de 500g /t

Conclusion :

En fonction du rendement poids, notre conclusion est la suivante :

- pour la fraction $>200\mu\text{m}$: KEX = 200g/t et KAX = 400 g/t
- pour la fraction $(-200+100)\mu\text{m}$: KEX = 200g/t et KAX = 300 g/t
- pour la fraction $<100\mu\text{m}$: KEX = 200g/t et KAX = 400 g/t

D'après ces résultats, on a choisi la fraction $(-200+100)\mu\text{m}$ qui présente le petit rendement pondéral et on a effectué un broyage à cette fraction.

2. Influence de la quantité de déprimant (sulfate de zinc) et l'activant (sulfate de cuivre) :

Plan de flottation :

- ❖ flottation de galène :
 - addition des déprimant de blende, le temps de conditionnement est de 5mn ;
 - le pH est 8à9 par Na_2CO_3 .
 - Addition de la quantité de l'ethyl= 200g/t
 - Addition de moussant (1 goutte de huile de pin);

On récupère la mousse pendant 5min, puis on ajoute 100g/t d'ethyl puis racler durant 5mn.

- ❖ Flottation de la blende
 - Après la flottation de Pb, on ajoute au reste de la cellule :
 - Activant de la blende CuSO_4 et le temps de conditionnement 5min
 - CaO la chaux pour fixer le pH en 10 et 11
 - Kallium Amyl Xanthate = 300g/t
 - Moussant (1goutte de huile de pin)

Enfin, on racle pendant 5mn, puis on ajoute 50g/t d'amyl xanthate et le conditionnement sera de 3mn puis racler

Essai 01 :

Variation de l'activant : sulfate de cuivre (CuSO_4) à 325 g/t pour le cycle zinc.

Variation du déprimant : sulfate de zinc (ZnSO_4) à 60 g/t pour le cycle plomb.

Tab V.25 : Résultats de la flottation de l'essai 01 :

produit	Rendement pondéral (%)
Concentré Zn 1	17,8
Concentré Zn 2	2,5
Concentré Pb 1	6,3
Concentré Pb 2	3
Stérile	70,4
Total	100

Essai 02 :

Variation de l'activant : sulfate de cuivre (CuSO_4) à 350 g/t pour le cycle zinc

Variation du déprimant : sulfate de zinc (ZnSO_4) à 65 g/t pour le cycle plomb

Tab V.26 : Résultats de la flottation de l'essai 02

produit	Rendement pondéral (%)
Concentré Zn 1	13,5
Concentré Zn 2	3,5
Concentré Pb 1	4,2
Concentré Pb 2	3,75
Stérile	75,05
Total	100

Essai 03 :

Variation de l'activant : sulfate de cuivre (CuSO_4) à 375 g/t pour le cycle zinc

Variation du déprimant : sulfate de zinc (ZnSO_4) à 70 g/t pour le cycle plomb

Tab V.27 : Résultats de la flottation de l'essai 03

produit	Rendement pondéral (%)
Concentré Zn 1	8,3
Concentré Zn 2	4,35
Concentré Pb 1	3,1
Concentré Pb 2	6,25
Stérile	78
Total	100

Essai 04 :

Variation de l'activant : sulfate de cuivre (CuSO_4) à 400 g/t pour le cycle zinc

Variation du déprimant : sulfate de zinc (ZnSO_4) à 75 g/t pour le cycle plomb

Tab V.28 : Résultats de la flottation de l'essai 04

produit	Rendement pondéral (%)
Concentré Zn 1	12,1
Concentré Zn 2	4,35
Concentré Pb 1	7,4
Concentré Pb 2	7,8
Stérile	68,35
Total	100

2.1 Présentation des résultats :Tab V.29 : Rendement pondéral du zinc en fonction de la quantité de l'activant (CuSO_4)

Quantité (CuSO_4) g/t	325	350	375	400
Rendement pondéral (%) Zn 1	17,8	13,5	8,3	12,1
Rendement pondéral (%) Zn 2	2,5	3,5	4,35	4,35

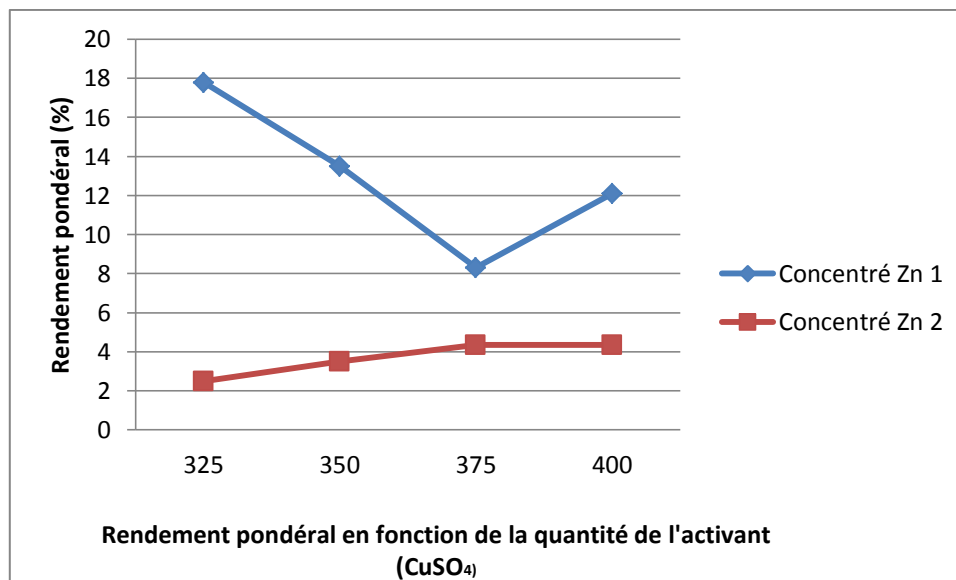


Fig V.50 : Rendement de poids en fonction de la quantité de l'activant dans les deux concentrés du zinc.

Pour la variation de la quantité de l'activant (CuSO_4) on constate que :

De 325 à 375 g/t : une diminution du rendement de manière conséquente pour le concentré Zn1 et une légère augmentation pour le concentré Zn2.

De 375 à 400 g/t : le concentré Zn2 montre une allure constante tandis que le rendement poids pour le concentré 1 augmente.

Le rendement pondéral pour le zinc, après la flottation principale est plus faible que le rendement après flottation de contrôle.

D'après les résultats obtenus, la quantité optimale de l'activant est de 325 g/t

Tab V.30 : Rendement pondéral de plomb en fonction de la quantité de déprimant (ZnSO_4)

Quantité (ZnSO_4) g/t	60	65	70	75
Rendement pondéral (%) Pb 1	6,3	4,2	3,1	7,4
Rendement pondéral (%) Pb 2	3	3,75	6,25	7,8

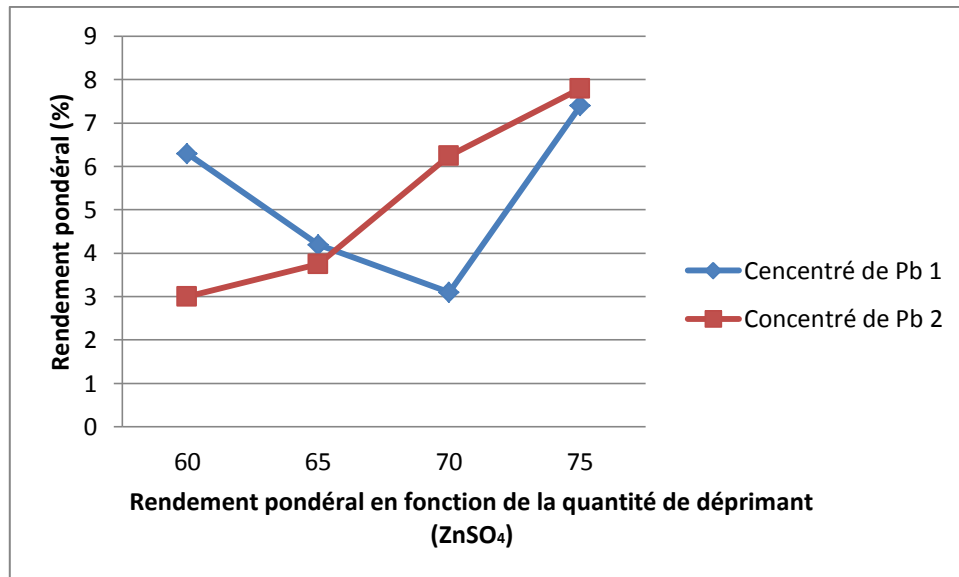


Fig V.51: Rendement pondéral en fonction de la quantité de déprimant dans les concentrés Zn

Pour la variation de la quantité de déprimant (ZnSO₄) on constate que le rendement pondéral pour les concentrés du zinc est inversement proportionnel de 60 à 65 g/t puis proportionnel de 70 à 75 g/t.

Il est à noter que la quantité de l'activant est optimisé à 60 g/t, valeur à laquelle on a un faible rendement pondéral.

En conclusion :

✚ Pour une bonne flottation, il faudrait utiliser les quantité de réactifs suivantes:

- Pour le plomb : La quantité de déprimant (ZnSO₄) = 60 g/t
 La quantité de collecteur Kallium Ethyl Xanthate = 200g/t
 Régulateur de pH NaCO₃
 Moussant : Huile de pin

- Pour le zinc : La quantité de l'activant (CuSO₄) = 325 g/t
 La quantité de collecteur Kallium Amyl Xanthate = 300g/t
 La quantité de déprimant Na₂SiO₃ = 50g/t
 Régulateur de pH CaO
 Moussant : Huile de pin

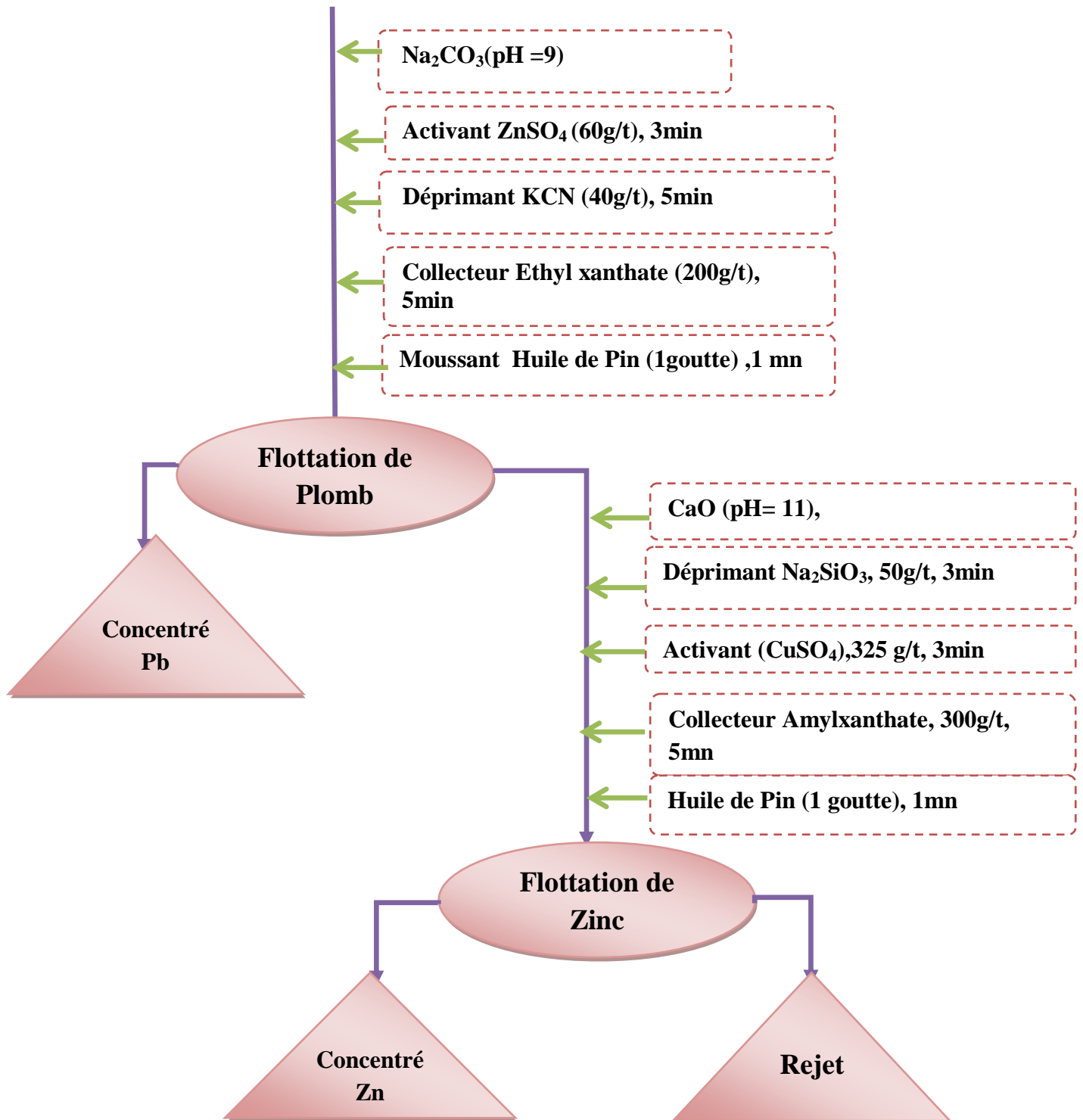


Fig V.52 : Schéma de valorisation de plomb et du zinc par flottation

Conclusion :

D'après les résultats obtenus, on constate que la récupération du concentré plomb n'est pas valorisable contrairement à celle du zinc, en suivant le schéma ci-après.

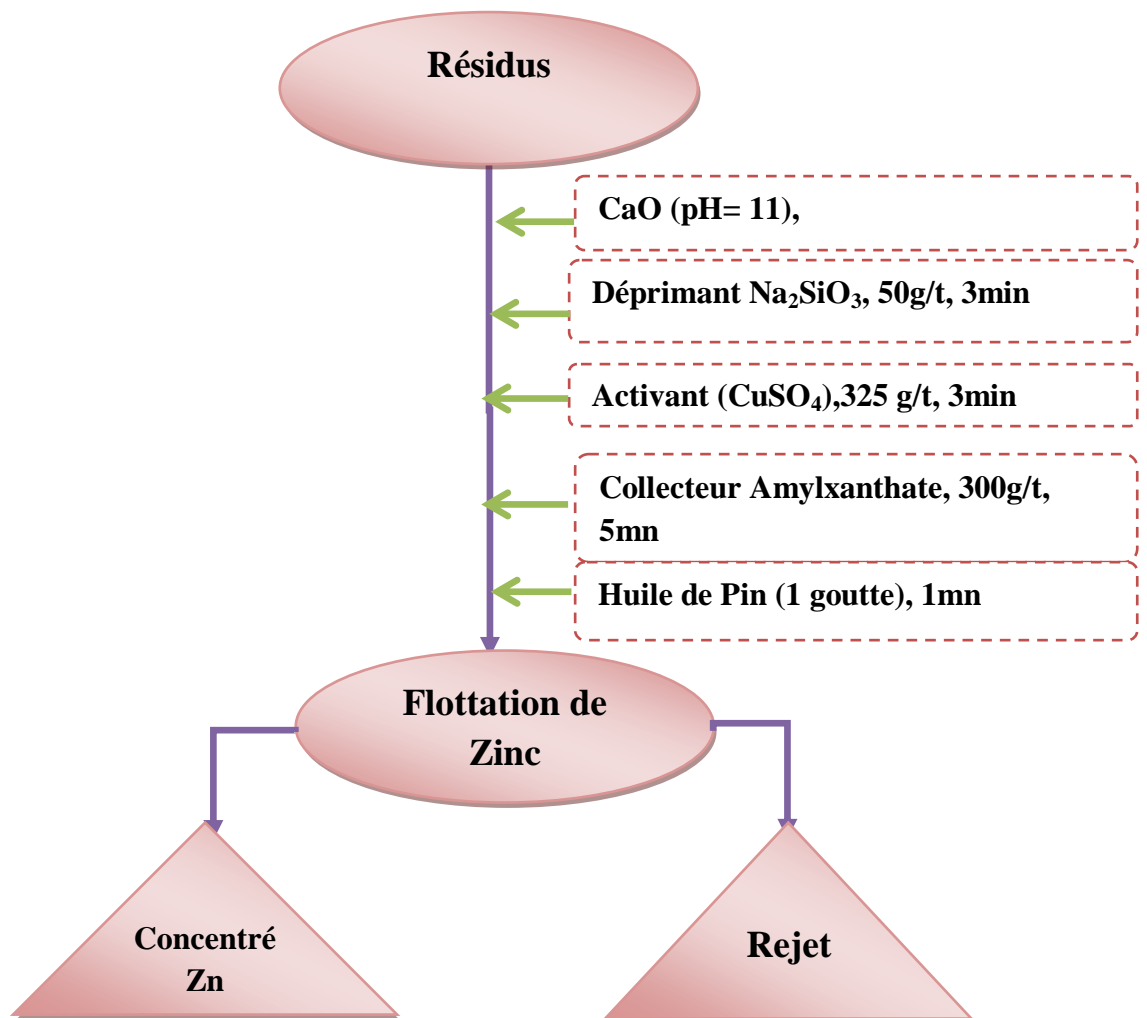


Fig V.53 : schéma de valorisation du zinc par flottation

V.5 Flottation non sélective : dépollution.

Suivant les résultats obtenus dans les essais de flottation sélective ainsi dans l'objectif d'avoir un résidu pauvre en ETM, nous avons opté à cette flottation comme solution de réduire l'impact des résidus sur l'environnement.

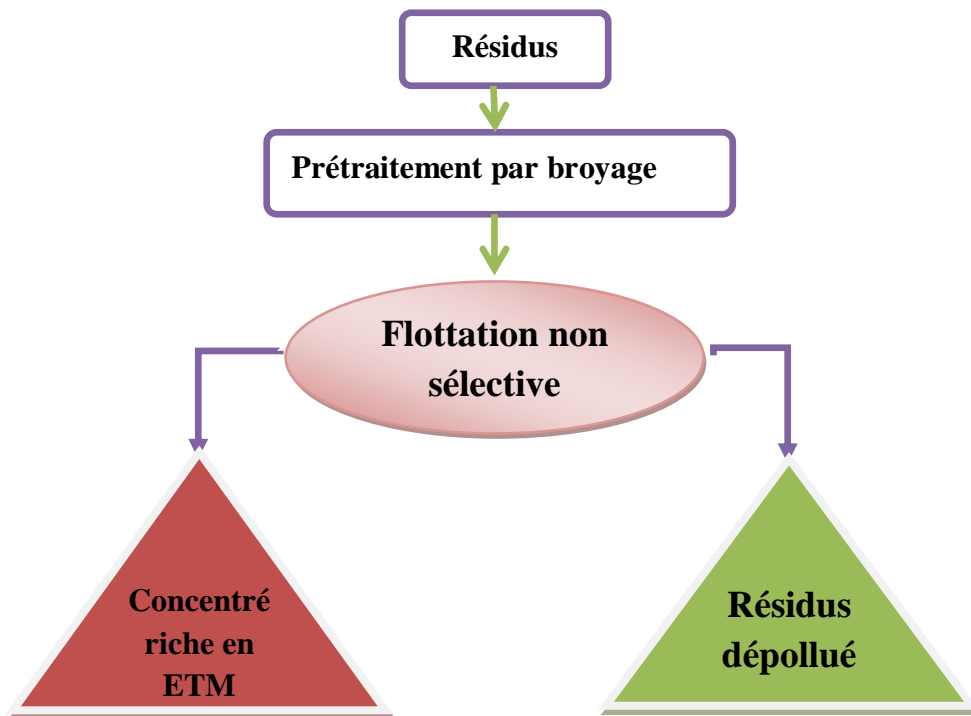


Fig V.54 : schéma global de dépollution des résidus

A. Conditions des expériences :

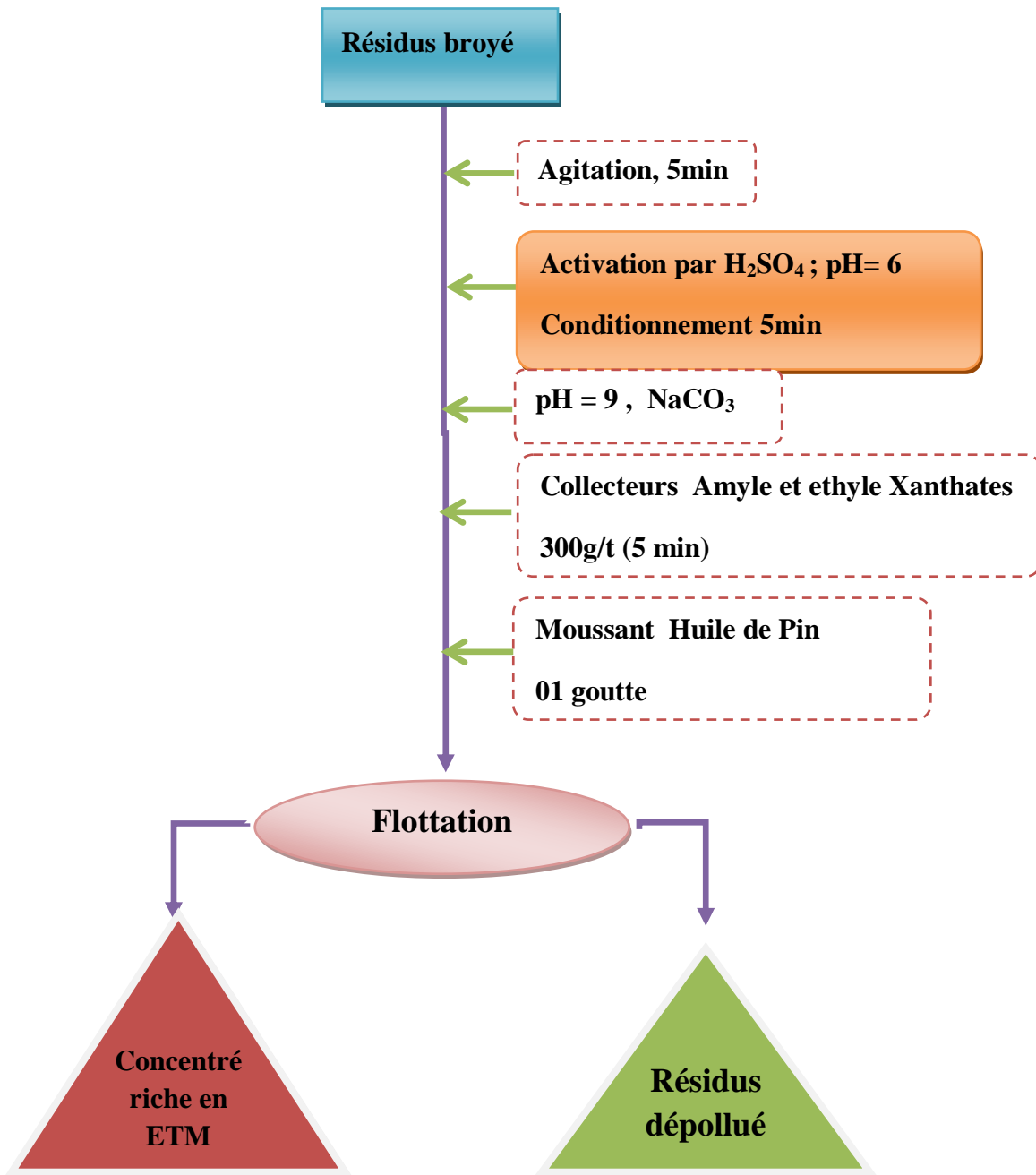
Les échantillons des résidus ont été broyés dans un broyeur à boulets afin de libérer les ETM. La flottation est effectuée dans une cellule de type DENVER dont :

- Le rapport liquide : solide est 2/1 ;

Dans l'objectif d'optimiser la flottation, nous avons étudié l'influence de l'activation des grains par un traitement acide et le temps de flottation (nombre d'étage de raclage).

B. Activation par un traitement acide :

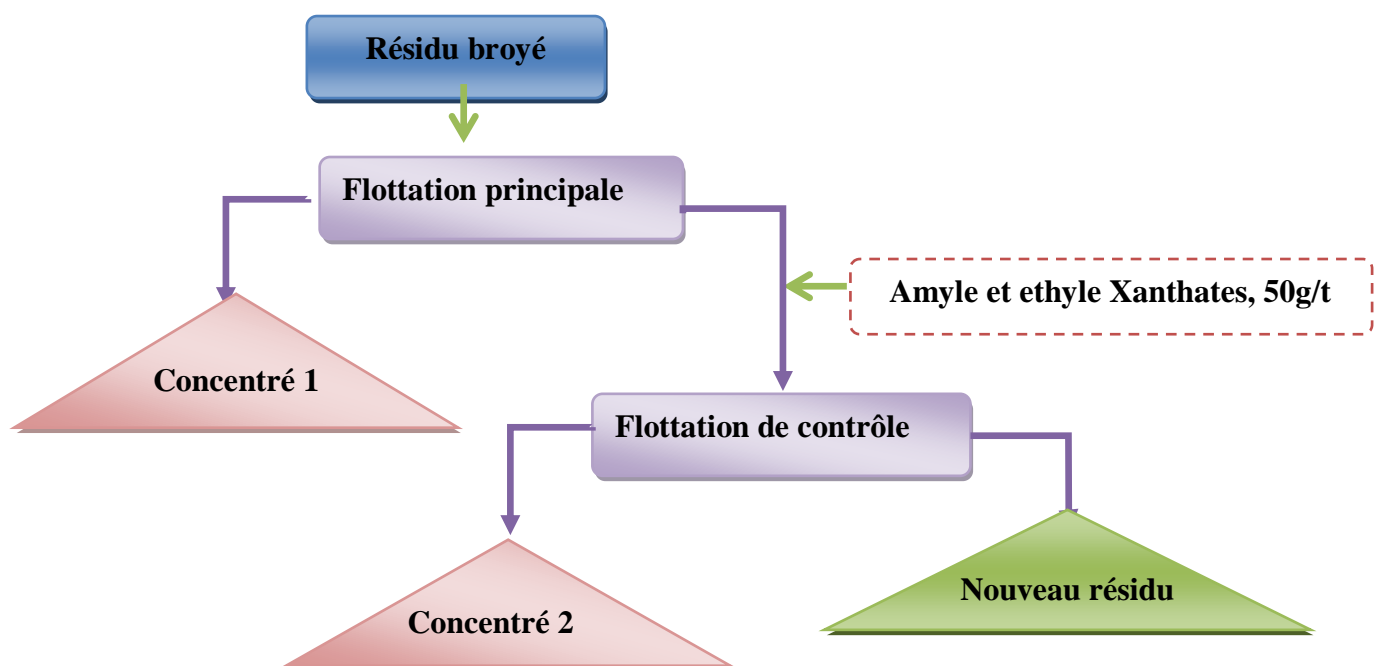
L'échantillon est traité par l'acide sulfurique H_2SO_4 afin d'activer les minéraux altérés.



FigV.55: flottation par activation des résidus par H_2SO_4

C. Temps de flottation

Dans l'objectif d'étudier l'influence du temps de flottation, nous avons réalisé des essais dans lesquels le raclage est assuré en deux niveaux (flottation principale et flottation de contrôle).



FigV.56 : flottation par étage

✚ Résultats et interprétation

A. Echantillon broyé :

1. Flottation avec contrôle et avec activation par un traitement acide :

	Poids (g)	Rendement (%)
Concentré 1	103,1	20,62
Concentré 2	16,2	3,24
rejet	380,7	76,14
alimentation	500	100

2. Flottation avec contrôle et sans activation par un traitement acide :

	Poids (g)	Rendement (%)
Concentré 1	118,9	23,78
Concentré 2	15,3	3,06
rejet	365,8	73,16
alimentation	500	100

3. Flottation sans contrôle et sans activation :

	Poids (g)	Rendement (%)
Concentré 1	112,2	22,44
Rejet	387,8	77,56
Alimentation	500	100

B. Echantillon non broyé :

1. Flottation avec contrôle et avec activation par un traitement acide

	Poids (g)	Rendement (%)
Concentré 1	40,2	12,18
Concentré 2	12,2	3,67
Rejet	277,6	84,12
Alimentation	330	100

2. Flottation avec contrôle et sans activation par un traitement acide

	Poids (g)	Rendement (%)
Concentré 1	37,8	11,45
Concentré 2	7,7	2,33
rejet	284,5	86,21
alimentation	330	100

3. Flottation sans contrôle et sans activation

	Poids (g)	Rendement (%)
Concentré	40,9	12,39
Rejet	289,1	87,60
Alimentation	330	100

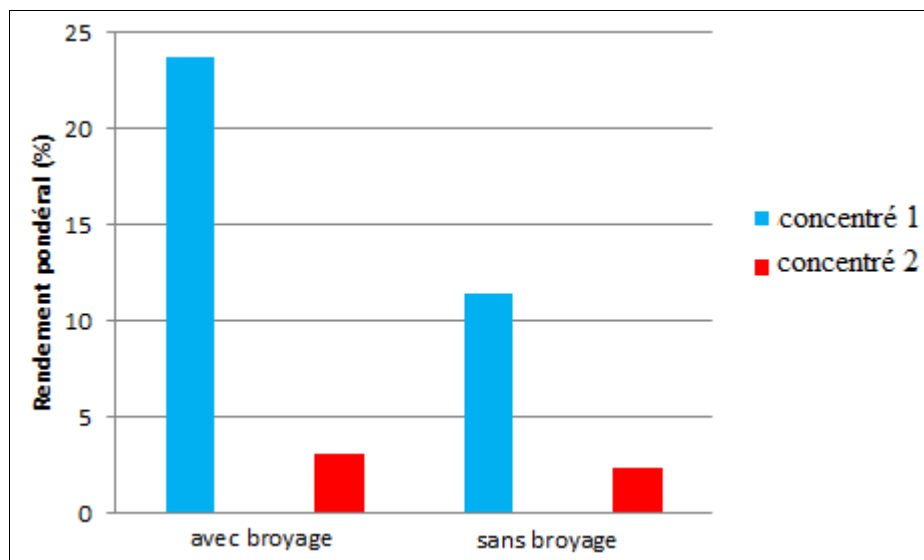


Fig V.57 : Flottation avec contrôle et sans activation par un traitement acide

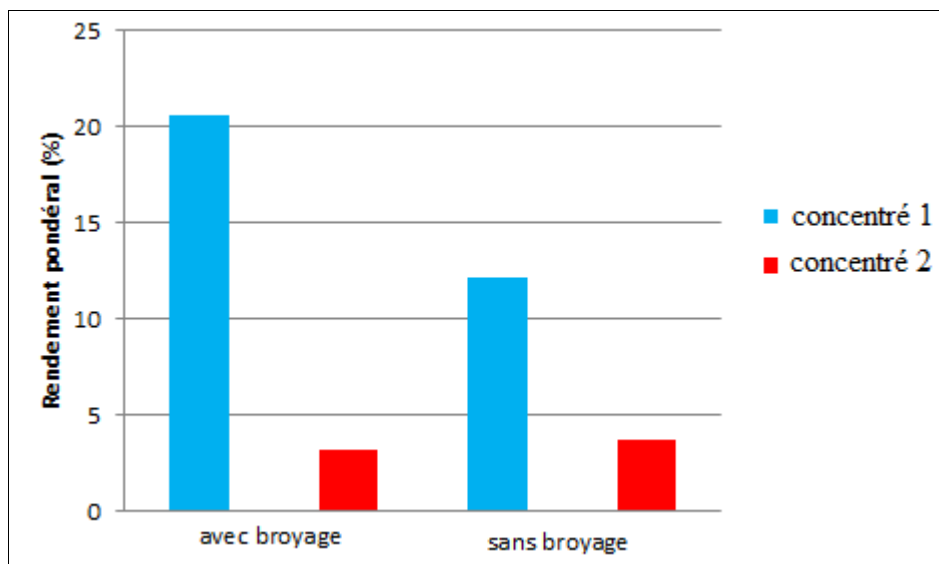


Fig V.58: Flottation avec contrôle et avec activation par un traitement acide

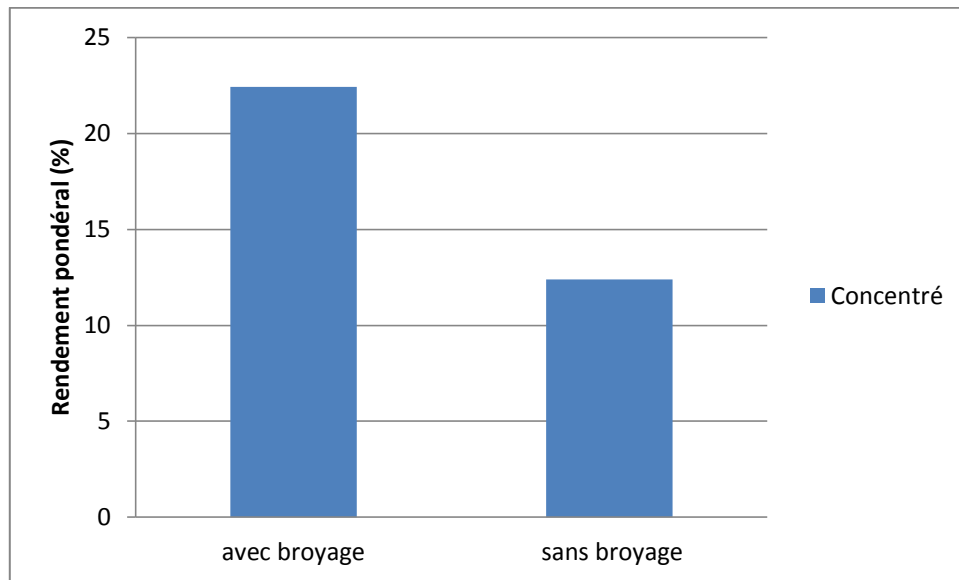


Fig V.59 : Flottation sans contrôle et sans activation

- Si on compare les rendements pondéraux obtenus pour les échantillons broyés par rapport aux ceux obtenus pour les échantillons non broyés, on remarque que les premiers présentent des quantités plus élevées. Cet accroissement est dû à la libération des minéraux sulfurés déjà altérés en augmentant leur surface spécifique.
- On note également que l'activation par un traitement acide n'a pas d'influence sur le rendement pondéral.
- La flottation avec contrôle, pour le traitement des résidus de la digue, aboutit à des résultats très satisfaisants. Cependant, nous obtenons une meilleure récupération.

En conclusion de cette partie expérimentale, nous proposons le procédé de traitement suivant :

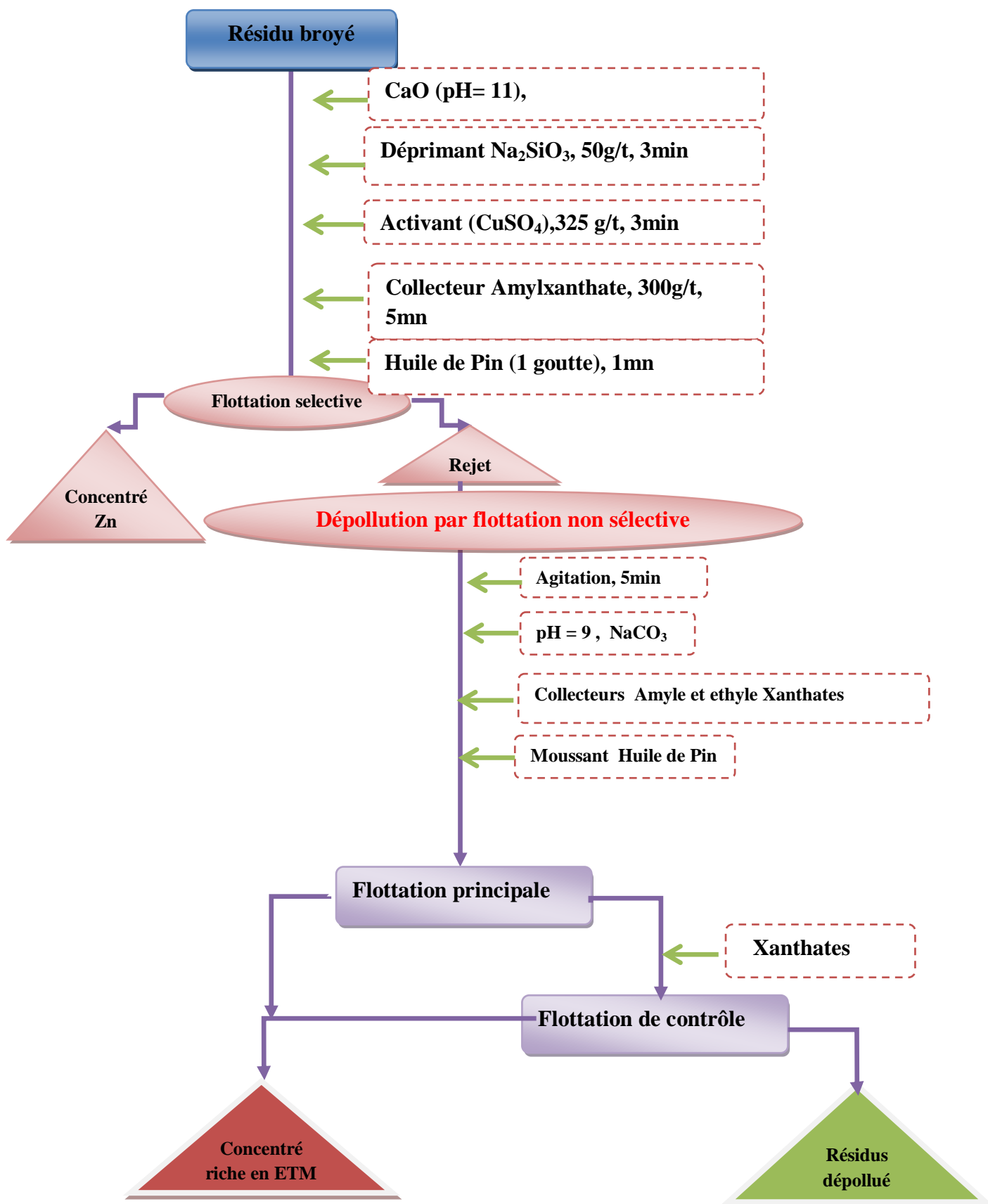


Fig V.60 : flow sheet proposé de traitement et dépollution des résidus miniers de laverie Kherzet Youcef

Conclusion générale

Les objectifs de ce travail étaient : d'une part de contribuer à une meilleure compréhension du comportement géochimique des résidus de traitement des minerais de la mine Kherzet Youcef et de la mine Chabet El Hamra. Ceci passe par une caractérisation granulochimique et minéralogique. Et d'autre part, de valoriser et de dépolluer ces résidus par la flottation.

Pour atteindre nos objectifs, nous avons effectué deux campagnes d'échantillonnage sur site. De plus, au laboratoire, nous avons préparé les 6 échantillons pour la caractérisation ainsi pour les essais de lixiviation en colonnes et en mini cellule d'altération et de flottation. En effet, dans l'étape de caractérisation, nous avons déterminé les propriétés physicochimiques (densité, humidité, taux de carbonates).

L'étude granulochimique de 3 échantillons, nous a permis de déterminer que la minéralisation plomb zincifère se situe dans la fraction fine (entre 63 μ m et 200 μ m) de plus, la granulométrie des résidus est étalée .

Pour les méthodes d'analyse utilisées sont principalement la DRX et SAA. Les résultats de la première confirment l'altération des résidus par la présence des minéraux sulfatés à cause de leur contact avec l'air et l'eau ; de plus, elle nous a permis de connaître leur composition minéralogique : minéraux sulfurés de plomb, de Zinc et de fer, minéraux sulfatés de plomb, minéraux carbonatés spécialement les dolomies. Pour la deuxième, ses résultats témoignent de teneur valorisable de Zn (1.378 %) et Pb (0.069 %). il est à signaler, que la digestion des échantillons pour cette méthode ont été effectués au laboratoire de notre département.

Pour les essais de lixiviation en colonnes de PVC, nous a permis de conclure que les résidus ont un impact sur l'environnement par le relargage des Eléments Traces Métalliques tels que l'arsenic, le cadmium, le cuivre, le plomb, le zinc,...; cette conclusion est prouvée par les analyses des lixiviats des colonnes Cd (38.36 μ g/l), Cr (<5 μ g/l), Cu (83.93 μ g/l) et Ni (43.46 μ g/l). Par manque de moyen d'analyse, nous n'avons pas pu doser le plomb et le Zinc.

Les essais en mini cellule, nous ont permis de constater que la digue a un milieu neutre (pH = 6 à 7) alors nous pouvons statuer que les résidus ne génère pas un drainage minier acide, mais plutôt un drainage minier contaminé.

Pour la réduction de cet impact environnemental des résidus, nous avons utilisé la flottation. Comme, aucune étude sur la flottation des résidus du complexe minier de Kherzet Youcef, nous avons mené une recherche bibliographique sur la flottation des résidus similaire, afin d'avoir les types et quantités de réactifs appliqués. Cette recherche été infructueuse, car

Conclusion générale

chaque flottation d'un résidu était un cas, en effet, le résidu minier dépend de la géologie et type de minéralisation d'un minerai. Alors, nous l'avons réorienté vers la flottation des minerais alimentant le complexe minier de Kherzet Youcef.

Le procédé de traitement par flottation appliqué commence par flottation sélective dans le but de valoriser le plomb et le Zinc. L'étude d'efficacité des essais de flottation a été basée sur le rendement poids. Ces résultats sont concluants pour le concentré de Zn, cependant sont défavorable pour la valorisation de plomb. De plus, les résultats des essais de flottation sur trois différentes classes granulométriques, avancent que la récupération optimale des deux concentrés est dans la fraction 100/200 μm , donc, un prétraitement par broyage augmentera l'efficacité. En fin, nous avons aussi, étudié les paramètres collecteurs, activants et déprimants dont la meilleure récupération est à 200g/t pour le collecteur. en conclusion nous avons proposé un schéma de flottation permettant d'un coté, la récupération de zinc et de l'autre coté la dépollution des résidus des ETM.

Au regard des résultats des résultats obtenus dans ce travail, nous proposons d'orienter la poursuite des travaux comme suit :

- L'optimisation du schéma de flottation proposé et son application à l'échelle industrielle ;
- Caractérisation des résidus en profondeur.

Référence bibliographique

Aittoucheik, L., 2006. Etude géochimique des rejets du complexe minier de Kherzet Youssef (SETIF) et son impact sur l'environnement, Mémoire de magister, IST. USTHB, Algérie.

Allouache, M., 1999. Valorisation de la pyrite de Chaabet El Hamra (Sétif), ingénieur d'état en Génie minier, ENP, 66p.

Anonyme, S., 2007. Britannica Encyclopedia. Sociedad Comercial y Editorial santiago Ltda., Lima, 2800 pp.

ANRH., 2006. Reconnaissance pédologique du périmètre de Kherzet Youcef (Ain Azel- W . Sétif), Agence Nationale des Ressources Hydrauliques.

Asso, A., 1982. Contribution à l'étude des polluants métalliques chez la moule *Perna* (L), dans la région d'Alger. Mémoire de Magister en Océanologie Biologique, Université d'Aix-Marseille II, 138 p.

Aubertin, M., Bussière, B et Bernier, L., 2002. Environnement et gestion des résidus miniers. Presses Internationales Polytechnique, Manuel sur cédérom.

Audigie, C., Dupont, G et Zonszain, F., 1985. Principes des méthodes d'analyse biochimique. Ed. Doin, Tome1, 190p.

Banks, D., Burke, S, P et Gray, C., 1997. Hydrogeochemistry of coal mine drainage and other ferruginous waters in north Derbyshire and south Yorkshire, UK. *Quart. J. Eng. Geol.*, 30 : 257–280p.

Belkhiri, L., 2011. Étude de la pollution des eaux souterraines : cas de la plaine d'Ain Azel - Est Algérien, Thèses Doctorat en sciences. Université de Batna, Algérie.

Benzaazoua, M., Bussiere, B., Kongolo, M., Mc Laughlin, J et Marion, P., 2000. Desulphurization feasibility of mine tailings for acid mine drainage control: study on four

Benzaazoua, M., Marion, P., Picquet, I. et Bussiere, B., 2004. The use of pastefill as a solidification and stabilization process for the control of acid mine drainage, *Minerals Engineering*, 17-2: 233-243. Canadian tailings, *Inter. J. Miner. Process.*, 60: 57-74.

Benzazoua, M et Kongolo, M., 2003. Physico-chemical properties of tailing slurries during environmental desulphurization by froth flotation, *Inter. J. Miner. Process.*, 69: 221-234.

Blazy (P.) et al., 2000. Flottation : aspects pratiques. 09-2000 *Traité Génie des procédés.* [J 3 360]. 26p.

Blazy (P.) et al., 2000. Flottation : Mécanismes et réactifs. 06-2000 *Traité Génie des procédés.* [j3350]. 23p.

Bloom, F., et Heindel, T.J., 2002. On the structure of collision and detachment frequencies in flotation models. *Chemical Engineering Science*, 57, 2467–2473.

Bois, D., Poirier, P., Benzaazoua, M., Bussiere, B. et Kongolo, M., 2005. A feasibility study on the use of desulphurization tailings to control acid mine drainage, *Cim Bulletin*, Vol. 98, N 1087: 8p.

Bouchard, S., 2001. Traitement du minerai : Flottation – Méthode physique, Ed. Le Griffon d'argile, pp 206 – 230.

Bouchereau J.L., Quignard J.P., Joyeux J.C. & Tomasini J.A. 1992. Structure du stock des géniteurs de la population de *Pomatoschistus microps* (Kryøer, 1838) (Gobiidæ) dans la lagune de Mauguio, France, *Cybiurn*, 17 (1):3-15.

Boulton, A., Fornasiero, D. and Ralson, J., 2001. Depression of iron sulphide flotation in zinc roughers, *Minerals Engineering*, Vol 14, N°9 pp 1067-1079.

Bousdira D., 2009. Etude des impacts des activités d'exploitation des mines polymétallique (Pb-Zn) sur l'environnement de la région de kherzet Yousef (wilaya de Sétif) .Mémoire de Magister ENP.

Boust, D., Fischer, J.C., Ouddane, B., Petit, F., et Wartel, M., 1999. Fer et manganèse (réactivités et recyclage).Programme Scientifique Seine –Aval, N°9, IFREMER, Brest, 39p.

Boutaleb. A (Ex. Talbi), 1993 - Métallogénie des gîtes à Pb-Zn-Ba du Sétifien-Hodna-Aurés. in: Proceedings of Workshop MVT. Mississippi Valley Type Deposits in Europe and North Africa, comparaisons with North American Deposits, constraints on modeling paleocirculations. pp. 203-210.

Boutaleb, A., Afalfize, H., Aïssa, D, E., Kolli, O et Ouahri, B., 2000. Métallogénie et évolution géodynamique de la chaîne tellienne en Algérie. *Bull. du Service Géologique de l'Algérie*. Vol. 11, n°1, pp3 - 27 , 7 fig., 2 pl.

Boutaleb, A., 2001 - les minéralisations à PB-Zn du domaine Sétifian-Hodna : Gîtologie, pétrographie des dolomies, micro thermométrie et implications métallogénique. Thèse. Doc. D'Etat.USTHB. Alger

BRGM., 1997. Les résidus miniers français: Typologie et principaux impacts environnementaux potentiels. Rap. R39503 , 83p.,14fig. , 10 tab. , 1ann

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

Cases, J.M., Kongolo, M., De Donato, PH., Michot, L.J. et Erre, R., 1993. Interaction between finely ground pyrite and potassium amylxanthate in flotation : 1. Influence of Alkaline grinding. *Inter. J. Miner. Process.*, 38: 267 – 299.

Charlou, J. et Joanny, M., 1983. Dosage du mercure et d'autres métaux (Pb, Zn, Cu, Cd, Co, Ni, Cr, Mn) dans les sédiments marins par absorption atomique in Aminot,A., et Chaussepied, M. (Ed) : Manuel des analyses chimiques en milieu marin. CNEXO, Brest, 285-295 p.

Cosset, G., 2009. Comportement hydrogéologique d'une couverture monocouche sur des résidus miniers sulfureux : essais en colonne et simulations numériques. Maîtrise ès sciences appliquées (génie minéral). Départements des génies civil, géologique et des mines. Montréal, École Polytechnique de Montréal.

Cruz, R., B. A. Méndez, M. Monroy et I. Gonzalez, 2001. Cyclic voltammetry applied to evaluate reactivity in sulfide mining residues. *Applied Geochemistry* 16: 1631-1640.

Dold B., 1999. Mineralogical and geochemical changes of copper flotation tailings in relation to their original composition and climatic setting - implications for acid mine drainage and element mobility, Université de Genève, Genève, 229 pp.

E.N.O.F., 1990. Compte rendu de missions hydrogéologique sur la région de Ain -Azal à la suite de la catastrophe de la mine de Kherzet Youssef.

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

ENOF., 2005. Carte géologique au 1/50 000 d'AIN Azel, Sonatrach, 1979.)

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

ENOF., 2010. Exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaâbet-el-Hamra.

ENOF., 2011. Exploitation de la partie inférieure du gisement de Chaâbet-el-Hamra. Kherzet Youcef. 35p.

Ek, C. et MASSON, A., 1973. Cours de minéralurgie, Préparation des Minerais, Ed. Derouaux, Liège, pp 209 – 306.

EREM., 1989. Projet d'exploitation de la mine Chaabet El Hamra.

Fergusson J.E., 1990. The heavy elements: chemistry, environmental impact and health effects, 1. Pergamon Press, Oxford, 614 pp.

Finch, J, A. et Dobby, G.S., 1990. Column Flotation. Pergamon Press.

Fornasiero, D., Ralston, J., 2005. Effect of surface oxide/hydroxide products on the collectorless flotation of copper-activated sphalerite, *Inter. J. Miner. Process.*

Forstner, U., et Salomons, W., 1980 .Trace metal analysis on polluted sediments. Part I: assessment of sources and intensities. *Environmental Technology Letters*, vol.I, 494-505p.

Galçon, J., 1967. Recherches sur la géologie et les gîtes métallifères du Tell Sétifien, Thèse Doct. Sc. Nat. Publ. Serv. Géol. D'Algérie. Bull. no 32, 2t. 751 pp.

Guiraud, R., 1971. Aperçu sur les principaux traits structuraux du Hodna et des régions voisines .Publ. Serv. Géol. Algérie, (Nelle série) , Bull. N°41, pp.45-49.

Guiraud, R., 1973. Carte géologique 1/50.000 El Kantra et notice explicative. Publ. Serv.

Guiraud, R., 1990. Evolution post-triasique de l'avant-pays de la chaîne alpine en Algérie, d'après l'étude du bassin du Hodna et des régions voisines. Mémoire de l'Office Nationale de la Géologie. N°3. 271 p. Géol. Algérie.

Gouisse, K., 2001. Amélioration du taux de récupération du zinc du minerai sulfuré du gisement de Chaabet El Hamra, ingénieur d'état en Génie minier, ENP, 72p.

Hamis, A., 1988. Contribution à l'étude géologique et géochimique du gisement de Chaabet El Hamra (Aïn Azel - Sétif). Mém. Ing. IST - USTHB, 79 p.

Hamon, M., Pellerin, F., Guernet, M., et Mahuzier, G., 2002. Chimie analytique : méthodes spectrales et analyse organique. Ed. Masson. 2ème édition. Tome 3. 266p.

Hakkou, R., M. Benzaazoua et B. Bussiere (2008). Acid Mine Drainage at the Abandoned Kettara Mine (Morocco): 2. Mine Waste Geochemical Behavior. Mine Water and the Environment 27: 160-170.

Henni, A., 1995. Caractérisation minéralogique et géochimique des sphalérites de l'Algérie. Bull. Serv. Géol. Algérie, vol.6, no2. 225-237 pp.

Hitachi., 1999. Flame atomization analysis guide for polarized atomic absorption spectrometry, 69p.

Hitachi, 2000. Model Z-5000 series polarized zeeman absorption spectrophotometer. 3p.

Holthman, P.N., & Cheng, T.W. 1991. Study of probability of detachment of particles from bubbles in flotation. Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy, Section C : Mineral Processing and Extractive Metallurgy, 100, 147–153.

Huang, 2009. Efficacité de Capture dans les Procédés de Flottation. Thèse de Doctorat en Génie des Procédés et de l'Environnement. Université de Toulouse. 251p.

Hurlbut Jr., Klein C., 1982. Manual de Mineralogía de Dana. Editorial Reverté, Barcelona, 564 pp.

Jambor, J.L. and Blowes, D.W., 1998. Theory and application of mineralogy in environmental studies of sulfide-bearing mine wastes. In: Cabri, L.J., Vaughan, D.J. (Eds.), Modern Approaches to Ore and Environmental Mineralogy. Mineralogical Association of Canada, pp. 367–401.

Jennings S.R., Dollhopf D.J. et Inskip W.P., 2000. Acid production from sulfide minerals using hydrogen peroxide weathering. Applied Geochemistry., 15(2), 247-255.

Kadouche, S., 2013. Utilisation des biomatériaux dans le traitement des eaux, thèse de Doctorat en chimie appliquée, Université Mouloud Mammeri Tizi Ouzou, 4-10p.

Kelebek, S., Fekete, S.O. et Wells, P., 1995. Selective Depression of Pyrrhotite using Sulphur Dioxide- Diethylenetriamine Reagent Combination. In Proc. XIX Inter. Miner. Process. Congress, SME, Littleton, 3, 181-187.

Khenniche, M., 2009. Projet d'exploitation de la partie inférieure du gisement de zinc de Chaâbet-El-Hamra (Ain-Azel- Sétif).Mémoire de fin d'études. ENP.

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

Kitobo., 2009. Dépollution et valorisation des rejets miniers sulfurés du katanga « cas des tailings de l'ancien concentrateur de kipushi », thèse de Doctorat en Sciences de l'ingénieur, Université de Liège, 254p.

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

Laffitte, R., 1939. Etude géologique de l'Aurès. Bull. Serv. Géol. Algérie. 2ème série, stratigraphie description régionale. N° 15, 451 p.

Larachi, N., 2001. Methode d'exploitation des lentilles puissantes de la mine Chaabet El Hamra (W.Setif). PFE. ENP, Algerie.

Marie-pier, E., 2011. Évaluation du comportement géochimique en conditions normale et froides de différents stériles présents sur le site de la mine raglan. Départements des génies civil, géologique et des mines. Montréal, École Polytechnique de Montréal. Maîtrise ès sciences appliquées (génie minéral).

Matías, M., 2008. Contamination en métaux lourds des eaux de surface et des sédiments du Val de Milluni (Andes Boliviennes) par des déchets miniers. Approches géochimique,minéralogique et hydrochimique. These doctorat. l'Université Toulouse III - Paul Sabatier

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

Morin, K.A., Hutt, N.M., 1997. Environmental Geochemistry of Minesite Drainage: Practical Theory and Case Studies. MDAG Publishing, Vancouver, Canada.

Nagaraj, D.R., 1997. Development of new flotation chemicals. *Trans. Indian, Inst. Met*, 50, 355-363. (Nriagu, 1974).

Nguyen, A. V., 1993. On the sliding time flotation. *Int. J. Miner. Process*, 37, 1–25.

Nguyen, A. V., 1998. Particle-bubble encounter probability with mobile bubble surface. *Int. J. Miner. Process*, 55, 73–86.

Nriagu , JO., 1978. The biogeochemistry of lead in the environment. Ed JO Nriagu, Elsevier Biomedical Press, Amsterdam.

Nriagu, JO., 1988. A silent epidemic of environmental metal poisoning. *Environmental pollution*, 50, 139- 61.

Nriagu, JO. et Pacyna, J., 1989. Quantitative assessment of worldwide contamination of air, water and soils by trace metals. *Nature* 333:134–139.

Ouchene, M., 2010. Contribution à l'étude géologique et géostatistique de la minéralisation à Pb-Zn de la mine de Chabat-El-Hamra (Sétif). Ingénieur d'État en Géologie minière, USTHB, 169p.

Plante, B., 2010. Évaluation des principaux facteurs d'influence sur la prédiction du drainage neutre contaminé. Rouyn-Noranda, Université du Québec en Abitibi-Témiscamingue (UQAT). *Ph.D.*: 238.

Potvin R., 2009. Évaluation à différentes échelles de la performance de systèmes de traitement passif pour des effluents fortement contaminés par le drainage minier acide. Thèse doctorat en sciences de l'environnement. Université du Québec en abitibi-témiscamingue

Ralston, J., Dukhin, S. S., et Mishchuk, N. A., 1999. Inertial hydrodynamic particle bubble interaction in flotation. *Int. J. Miner. Process*, 56(a), 207–256.

Renaud, A., 2011. La ressource en eau du bassin versant de l'arroux. Certificat de compétence « eaux et sols ». 56p.

Savornin, J., 1920. Etude géologique de la région du Hodna et du plateau sétifien. *Bull. n° 7*, Serv. Carte Géol. Algérie, 2^{ème} série.

Scharer, J. M., Pettit, C. M., Kirkaldy, J. L., Bolduc, L., Halbert, B. E. et Chambers, D. B., 2000. Leaching of Metals Sulphide Mine Wastes at Neutral pH. *5th ICARD*, Denver, Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, Exploration, Inc.: p. 191-204.

Schulze, H. J., 1977. New theoretical and experimental investigations on stability of bubble/particle aggregates in flotation : a theory on the upper particle size of flotability. *Int. J. Miner. Process*, 4, 241–259.

Schulze, H. J., 1989. Hydrodynamics of bubble-mineral particle collisions. *Mineral Processing and Extractive Metall Revi.*

Shen, W.Z., Fornasiero, D et Ralston, J., 2001. Flotation of sphalerite and pyrite in the presence of sodium sulfite, *Inter. J. Miner. Process.*, 63:17–28.

Sheoran, A et Sheoran, V., 2006. Heavy metal removal mechanism of acid mine drainage in wetlands: A critical review, *Minerals Engineering* 19: 105–116.

Srk_steffen, R et Kirsten., 1989. Draft Acid Rock Technical Guide. BC AMD Task Force, Vol. 1.

Stantec, S., 2004. Review of water quality issues in neutral pH drainage: Examples and emerging priorities for the mining industry in Canada. Rapport NEDEM 10.1 Natural Resources Canada.

Stumm, W. et Morgan J.J., 1996. Aquatic chemistry: Chemical equilibria and rates in natural waters. Wiley Interscience, New York.

Sutherland, K. L., 1948. Physical Chemistry of Flotation XI. Kinetics of the Flotation Process. *Journal of Physical Chemistry*, 52, 394–425.

Swedlund, P. J. et J. G. Webster., 2001. Cu and Zn ternary surface complex with SO₄ on ferrihydrite and schwertmannite. *Applied Geochemistry* 16: 503-511

Taggart, A. F., 1927. *Handbook of Ore Dressing*. New York : John Wiley and Sons Inc. ew, 5, 43–76p.

Touahri, B., 1991. Géochimie et métallogénie des minéralisations à Pb-Zn du Nord de l'Algérie. Th. Doct. Sc. Univ. Paris VI, 380 p.

Vila, J.M., 1977. Notices explicatives des cartes au 1/200 000 de Constantine et de Sétif et des cartes au 1/50 000 de la même région

Villeneuve, M., 2004. Évaluation du comportement géochimique à long terme de rejets miniers à faible potentiel de génération d'acide à l'aide d'essais cinétiques. Départements des génies civil, géologique et des mines. Montréal, École Polytechnique de Montréal. Mémoire de maîtrise.

Wang, X., Forssberg, E., 1989. A study of the natural and induced hydrophobicity of some sulphide minerals by collectorless flotation. In: Dobby, G.S., Rao, S.R. (Eds.), *Processing of Complex Ores*. Pergamon, Elmsford, NY, pp. 3– 19.

Wildi, W., 1983. La chaîne tello-rifaine (Algérie – Maroc - Tunisie): Structure, stratigraphie et évolution du Trias au Miocène. *Rev. de géol. dynam. et de géogra. physique*, Vol. 24, Numéro spécial, pp. 201-297.

Wills, B.A., 2001. *Mineral Processing Technology, An introduction to the practical aspect of ore treatment and mineral recovery*, sixth edition, Butterworth – Heinemann, pp 269 – 273.

Xu, S., Yu, C et Hiroshiro, Y., 2010. Migration behavior of Fe, Cu, Zn, and mo in alkaline tailings from lanjiagou porphyry molybdenum deposits, Northeast China. *Memoirs of the Faculty of Engineering, Kyushu University* 70(2): 19-31.

Annexe A

1- Les caractéristiques climatiques

Les caractéristiques climatiques (précipitations, températures, vents, humidité, évaporation et évapotranspiration ... etc.) influent beaucoup sur le transport des ETM par infiltration et/ou ruissellement. Ces caractéristiques permettent de suivre la mobilité des ETM dans les sols, et leurs transferts vers la phase liquide.

Les données traitées ont été recueillies à l'office national de météorologie (ONM) et au sein de l'agence nationale des ressources hydrauliques (ANRH) d'Alger.

La caractérisation climatique de la commune de Ain Azel a été faite sur la base des données d'un poste climatologique de l'O.N.M situé dans la commune de Ain Sfiha.

La station est localisée à une altitude de 1033 m, une latitude 36°11 N et une longitude de 05°15 E

1-1 Analyse des paramètres climatiques :

a. Les précipitations :

Nous présentons dans le tableau ci-dessous les précipitations mensuelles et annuelles pour une période de 9 ans.

Tab 01 : précipitations moyennes mensuelles (période 1997-2006), (source O.N.M)

	Sep	Oct	Nov	Déc	janv	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juill	Aout	Total
Précipitations (mm)	49.4	33.9	40.3	53.1	53.2	28.1	28.1	37.7	42.3	24.9	8.0	18.3	417.2

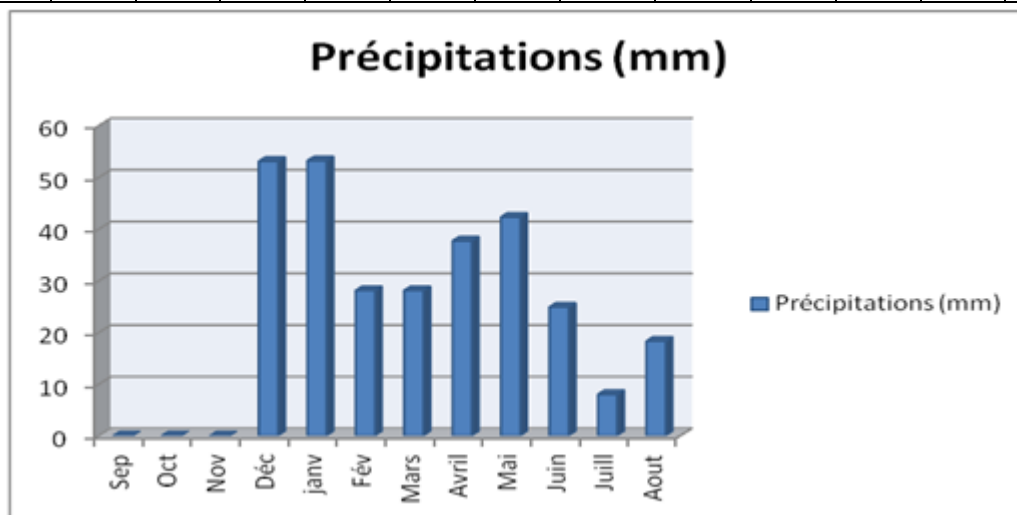


Fig 01 : Histogramme montrant la variation des précipitations moyennes mensuelles

Annexe A

La moyenne annuelle des précipitations de la période (1997- 2006) est de 417.2 mm. Elle montre que la région est caractérisée par des précipitations plus ou moins faibles.

La moyenne mensuelle des précipitations la plus élevée est celle du mois de Janvier avec une valeur de 53,2 mm dont les pluies sont sous forme d'averses orageuses et la plus faible est celle du mois de Juin avec 8mm.

L'année humide de la période (1997-2006) est celle de l'année (2002-2003) avec une valeur de 587,1 mm soit 140,72% de la moyenne annuelle de cette période. Par contre l'année sèche est celle de (2000-2001) avec 253,8 mm soit 60,83% de la moyenne annuelle de la même période. Le rapport entre les deux est de 2,31

b. Les températures :

La région de Ain Azel est caractérisée par un climat frais en périodes automnale et hivernale et une période printanière et estivale assez chaude.

La température moyenne annuelle est d'environ 15,4 C° avec des températures moyennes autour de 6°C en hiver (Décembre- Février) et d'environ 25°C en Eté (Juin- Aout).

La moyenne des maxima varie entre 12°C en hiver et 32°C en Eté, alors que la moyenne des minima varie entre 3°C en hiver et 18°C en Eté.

Il est à signaler que l'humidité relative est modérée tout au long de l'année.

Les variabilités des températures pour la période (1997-2006) sont représentées dans le tableau ci-dessous :

Tab 02 : Températures moyennes mensuelles (période 1997-2006) (source O.N.M)

	Sep	Oct	Nov	Déc	janv	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juill	Aout	Total
Températures minimales (C°)	15.3	11.7	5.9	3.1	2.1	2.5	5.0	6.9	11.8	16.7	19.9	19.9	10.1
Températures maximales (C°)	26.6	21.6	14.1	10.6	9.8	11.8	15.1	17.7	23.4	29.7	33.5	32.7	20.6
Température moyenne (C°)	20.9	16.7	10.0	6.8	6.0	7.2	10.1	12.3	17.6	23.2	26.7	26.3	15.4

L'analyse de ces valeurs montre que les températures maximales sont observées au mois de Juillet (33,5°C) et la valeur minimale au mois de Janvier (2,1°C) ce qui correspond parfaitement au climat semi-aride.

Annexe A

Les valeurs des températures moyennes mensuelles pour la période de (1997-2006) sont indiquées dans le graphe ci-après :

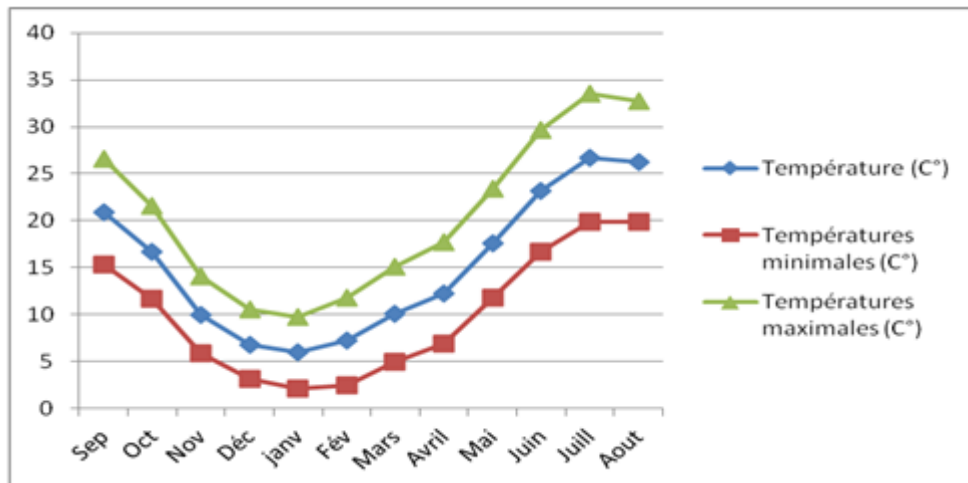


Fig 02 : Histogramme montrant la variation des températures moyennes mensuelles

Ce graphe permet de distinguer deux périodes :

- Une période froide : de Novembre à Avril avec une température moyenne inférieure à la température moyenne annuelle
- Une période chaude : de Mai à Octobre dont la température moyenne est supérieure à la température moyenne annuelle

c. Les grêles et les gelées :

La plus grande partie de la grêle tombe pendant l'hiver et au début de printemps. En effet, une fonte rapide de grêles et gelées provoque un important écoulement d'eau venant s'ajouter à celui de l'eau des précipitations.

Pour les gelées, annuellement, il gèle en moyenne 67 jours répartis de Novembre à Mai avec un maximum de 17 jours durant le mois de Janvier.

d. Evapotranspiration :

C'est un terme très important dans l'établissement du bilan hydrologique, qui est aussi difficile à estimer car il englobe l'ensemble des phénomènes d'évapotranspiration directs par retour dans l'atmosphère à partir des réservoirs de surface (lac, mer), et souterrains (aquifères) et la transpiration des plantes.

Annexe A

On distingue l'évapotranspiration potentielle (ETP) et réelle (ETR), du point de vue caractérisation du climat, l'ETR représente la quantité réelle d'eau qui s'évapore, par contre l'ETP désigne la quantité d'eau qui pourrait être transpirée par la végétation et évaporée à la surface du sol, lorsque ce dernier est constamment humide et recouvert de végétation.

Tableau : Evapotranspiration dans la région de Ain Azel de 1997 à 2006 (ONM)

	Sep	Oct	Nov	Déc	janv	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juill	Aout	Total
ETP (mm)	180	134	82	70	80	94	111	137	167	282	322	295	1954
ETR (mm)	31	30	28	26	32	20	26	31	45	15	4	13	301

Le tableau ci-dessus montre que l'évapotranspiration potentielle est profondément liée aux conditions de températures. On remarque que les valeurs maximales de ce paramètre correspondent au mois de Mai, Juin, Juillet, Aout et Septembre.

e. Les vents :

Le vent transporte des apports diffus aériens chargés en ETM, qui se déposent de façon régulière et peuvent être absorbés directement par les plantes, mais la majorité pénètre dans les sols à partir de la surface.

Les vitesses du vent sont représentées dans le tableau ci-dessous :

Tab 04 : moyenne mensuelle des vitesses du vent moyen (m/s).

	Sep	Oct	Nov	Déc	janv	Fév	Mars	Avril	Mai	Juin	Juill	Aout	Total
Vitesse du vent (m/s)	2.7	2.8	2.8	2.8	2.9	3.1	3.1	3.1	2.9	2.9	2.7	2.8	2.9

Les vents dominants sont orientés au Nord-Est et Nord-Ouest durant toute l'année, le plus important (de direction NE) représente le Sirocco qui prédomine en période estivale, ce vent sec et chaud peut causer des dégâts importants aux cultures en faisant augmenter la température et en asséchant le sol.

La force du vent varie très peu au cours de l'année et le maximum étant observé du mois de Février à Avril, le minimum en Juillet-Septembre. Les brises vents, lorsqu'ils seront nécessaires devront être orientés perpendiculairement à cette direction (NE et NW).

Annexe A

Conclusion

Le régime pluviométrique de la région d'étude se caractérise par une période sèche (Mai à Octobre) et une période pluvieuse (Novembre à Avril) qui se caractérise par des averses torrentielles de courte durée qui déclenchent un ruissellement des ETM et provoque une importante érosion, particulièrement sur les terrains nus qui dominent presque la totalité de la région.

Les précipitations intenses ainsi que les grêles et les gelées qui caractérisent la période humide entraînent une forte érosion ce qui traduit le transport horizontal (par ruissellement) et/ou vertical (par infiltration) des eaux chargées en ETM dans le sol.

Le régime de la température se distingue par deux extrêmes (3C° et 24C°) indiquant indirectement l'alternance de deux périodes sèche et humide. Ces deux périodes induisent une fragmentation des matériaux pédologiques et géologiques, ce qui favorise l'infiltration des eaux chargées en ETM vers les nappes aquifères.

Les vents et l'évapotranspiration qui caractérisent le site étudié permettent le transport aérien des ETM qui se déposent directement sur les sols et la végétation qui entoure la région. En effet, la pollution de l'air et de la végétation n'a pas pu être traitée dans notre étude, en raison du manque de moyens d'analyses.

Annexe B

A/ Géologie régionale

1. Aperçu lithostratigraphique :

Les différentes séries constituant les monts du Hodna peuvent être définies du Trias au Miocène (Boutaleb, 2001)

1. Le Trias :

Les formations les plus anciennes appartiennent au Trias qui affleure en pointements exotiques et chaotiques d'argiles bigarrées à blocs carbonatés, de roches vertes et à lentilles gypsifères en de nombreux endroits des monts du Hodna (Boutaleb, 2001).

2. Infra Lias :

Des lambeaux de calcaires noirs affleurent dans le Hodna systématiquement associés aux percements triasiques. Ces ilots ont été attribués tantôt au Trias (Rhétien), tantôt à la base du Lias. On y trouve parfois des calcaires noirs, des dolomies fines, des brèches sédimentaires, des marnes gréseuses ou dolomitiques et des oolithes ferrugineuses (Glaçon, 1967).

3. Le Jurassique :

D'une façon générale, le Jurassique est carbonaté et affleure largement dans le domaine sétifien, dans les monts du Hodna depuis le massif de Maadid à l'Ouest au Djebel Talkhempt à l'Est (Boutaleb, 2001).

a. Le Lias :

Il constitue l'ossature calcaro-dolomitique de plusieurs chaînons du Hodna allant depuis les Ouled Tebben à l'Ouest jusqu'au massif de Talkhempt à l'Est.

Le Lias est à faciès benthique oolithique et zoogène essentiellement calcaro-dolomitique en bans massifs, mal lités à algues (*Thaumatoporella*).

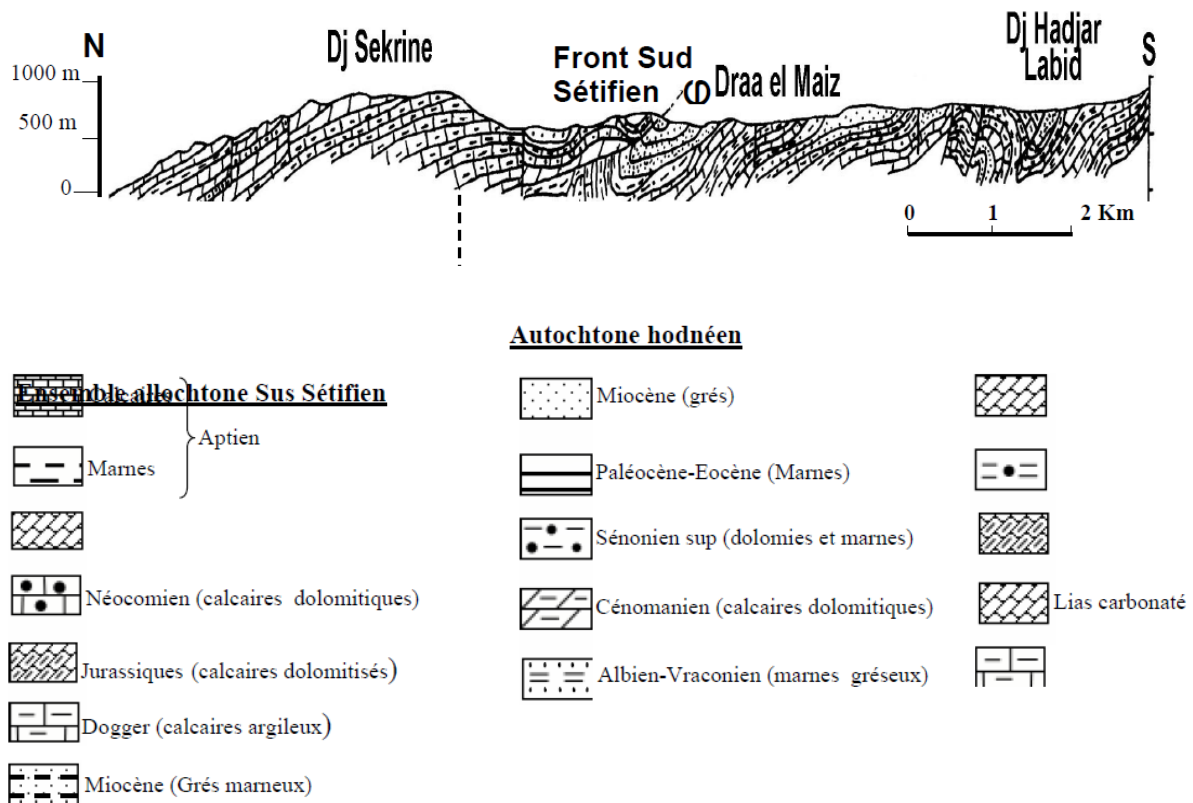


Fig 03: Coupe géologique montrant le chevauchement de l’autochtone sud sétifien sur l’autochtone hodnéen (J. M. Villa, 1977)

b. Le Dogger- Malm-Barriasien

Dans le domaine sétifien, le Dogger- Malm a été reconnu au Djebel Sékrine, au Djebel Tafourer et au Djebel Youssef. Cette série est constituée de lentilles de calcaires gris en petits bancs à grains fins qui auraient livré des débris d’Ammonites et petites Bélemnites.

Le Dogger des monts du Hodna est représenté par des calcaires fins à « filaments » et des calcaires à silex plus ou moins dolomitisés, à débris d’Ammonites et de Bélemnites et des calcaires oolithiques (exclusivement dans les massifs orientaux du Hodna : Gouzi-Debba et Talkhempt). Son épaisseur est de 100 à 200 mètres.

4. Le Crétacé

a. Néocomien

Le Néocomien représente un nouvel épisode argileux ou marneux. Il affleure largement dans l’ensemble allochtone sud sétifien. Cette série est épaisse d’une centaine de mètres.

Annexe B

Le Valanginien dans les massifs du Hodna est toujours en dépressions dans le paysage accompagné souvent de recouvrements quaternaires. Sa limite supérieure est imprécise alors que sa limite inférieure est définie par la présence d'Ammonites pyriteuses.

Quant à l'Hauterivien, dans le Hodna, il comprend des dolomies massives et rouges, alternant avec des grès, des dolomies gréseuses et des argiles. Ces dolomies sont fréquemment minéralisées (Pb – Zn – Fe – Ba) et correspondent à la formation « dolomitico-gréseuse » de Guiraud (1990). L'ensemble des formations néocomiennes peut atteindre 1000 mètres d'épaisseur.

b. Le Barrémien

Le Barrémien correspond à une série complexe composée de calcaires, dolomies et des grès avec des minces intercalations argileuses ou marneuses. Il affleure pratiquement dans tous les massifs qui constituent l'ensemble allochtone sud sétifien, néanmoins son épaisseur augmente du nord au sud (de 100 à plus de 500 mètres).

Dans les monts du Hodna le Barrémien-Aptien inférieur est une formation qui débute par des niveaux gréseux, pour passer ensuite à des passées franchement calcaires.

c. L'Aptien :

Dans le domaine sétifien, l'Aptien débute par un mince repère où dominant les marnes jaunâtres très caractéristiques de l'Aptien inférieur. Il est surmonté d'un ensemble calcaire en gros bancs à Orbitolines, de calcaires grossiers ou noduleux à Nérinées, de biosparites à Rudistes avec de minces intercalations marneuses.

Dans le Hodna, l'Aptien supérieur débute par une barre massive calcaro-dolomitique (Glaçon, 1967 et Guiraud, 1973), repère stratigraphique minéralisé à l'échelle régionale.

Albien – Vraconien :

L'Albien et le Vraconien correspondent à un ensemble d'une épaisseur de 100 à 200 mètres à dominante marneuse dont le sommet peut représenter le Cénomaniens inférieur. Dans les monts du Hodna quand l'Albien-Vraconien est complet il correspond à la formation « marno-gréseuse » de R. Guiraud (1990).

Annexe B

5. Le Cénomano-Turonien :

Dans le domaine sétifien, cette formation d'épaisseur de 100 à 150 mètres représentée par une barre carbonatée qui débute par des niveaux dolomitiques ou par des biosparites à *Orbitolina conica*.

Le Turonien occupe en affleurement les aires les plus vastes dans les Aurès notamment au Nord-Ouest de la région et au Sud de l'anticlinal du Chéla.

Le Sénonien :

Le Sénonien inférieur est constitué dans le domaine sétifien par des placages bréchiques polygéniques à éléments carbonatés du Céno-manien-Turonien. Il n'affleure qu'à la pointe du Djebel Anini.

Le Sénonien supérieur n'affleure qu'au nord du Djebel Sékrine, au Djebel Kalaoun, au Chouf Et Tine et à Koudiet Tella. Il est constitué par des barres calcaires rousses.

6. Le Paléocène-Eocène

Dans la partie centrale de l'allochtone sud sétifien au Chouf et Tine et à Koudiet Tella, cette formation est constituée de 10 à 20 mètres de marnes à débris d'*Exogyra overwegi* à *Globigérina pseudobulooïdes* et à nombreux Ostracodes.

L'Eocène calcaire du sétifien est caractérisé par quelques mètres de calcaires clairs à silex, qui renferment d'abondants débris de gastéropodes.

7. Le Miocène transgressif

Dans les massifs septentrionaux, le Miocène est constitué de conglomérats rougeâtres à la base qui ravinent largement son substratum ; viennent ensuite des calcaires gréseux roux et des marnes. Vers le Sud, dans le Hodna, le Miocène débute par des poudingues rouges et des grès à Pectinidés et Lithothamniées. Les poudingues remanient de gros blocs d'Eocène à silex et de Crétacé supérieur (calcaires à Orbitoïdes, Cunéolines et Laffitéines).

8. Le Plio-Quaternaire

Dans le Hodna, le Pliocène est généralement concordant sur le Miocène. La série est d'abord détritique, à affinité deltaïque, puis marneuse et enfin envahie à son sommet par de nouveaux apports conglomératiques.

Annexe B

Le Quaternaire est essentiellement représenté par des dépôts de pente à recouvrements détritiques et de terres arables au pied des reliefs.

a. **Glacis des hautes plaines**

Ces glacis sont représentés principalement par un matériel clastique anguleux et plus grossier au voisinage des montagnes. Il devient très fragmentaire vers le bas.

b. **Terrasses des basses plaines**

Dans les basses plaines, c'est la fraction fine qui prédomine ; elle est composée d'argiles, de limons et de sables avec des graviers disséminés dans les différentes couches.

A. Tectonique des monts du Hodna:

Dans les monts du Hodna, on distingue deux unités tectoniques séparées par le front sud sétifien (J.M.Vila 1980 et A.Boutaleb 2001)

-L'Allochtone sud sétifien au Nord, constitué d'un vaste empilement d'écailles limitées par des cisaillements.

-L'Autochtone hodnéen au Sud, dont fait partie le Djebel Hadjar Labiod qui est affecté essentiellement par une tectonique assez complexe liée à l'orogénèse alpine.

1. Les failles :

L'analyse du réseau de failles permet de distinguer plusieurs familles d'accidents tectoniques qui affectent les terrains carbonatés du Jurassique et du Crétacé. Ainsi on distingue :

- Des failles de directions NE-SW et NW-SE très nettes au Djebel Boutaleb et Djebel Hadjar Labiod
- Des failles de direction EW de plus grande importance affectent surtout les formations de Djebel Hadjar Labiod et Djebel Foughal. Elles se sont formées lors du plissement au moment de la formation du grand anticlinal du Hodna. D'après J.Bertraneu (1955) cet événement se place dans la phase tectonique emschérienne.
- Une faille importante de direction N-S (faille de kherzet youssef) affecte le Crétacé du Djebel Hadjar Labiod sur son flanc Est

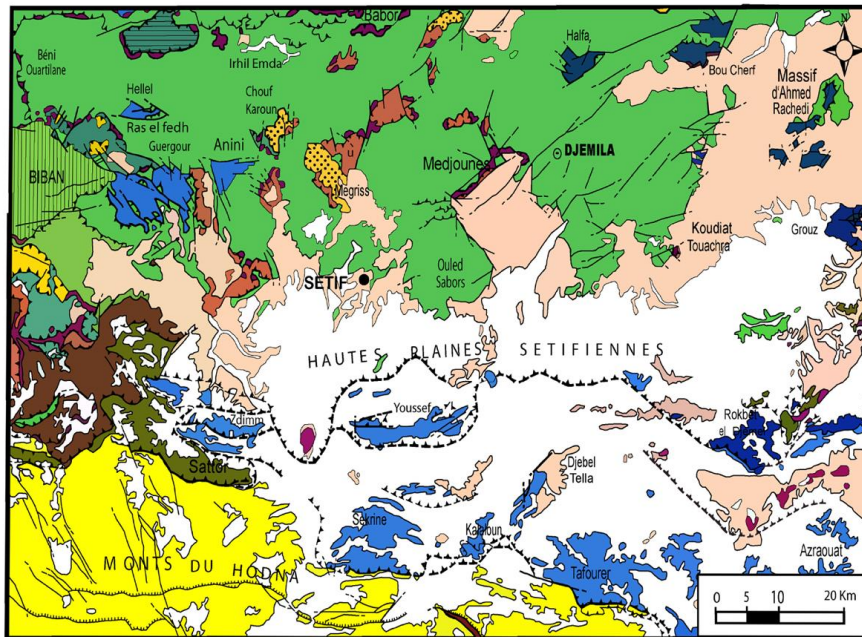


Fig 04 : Carte structurale du domaine sétifien (J.M.VILA, 1980)

2. Les plis :

Les plis sont généralement simples de direction Est-Ouest et Ouest-Sud-Ouest/ Est-Nord-Est. Par ailleurs, ces plis sont disloqués par des chevauchements, des failles et des amorces d'extrusion triasiques. Cependant, ils présentent une dissymétrie définie par des flancs nord doux et flancs sud à inclinaison assez prononcée indiquant des renversements.

La direction Ouest-Nord-Ouest/Est-Sud-Est correspond à des synclinaux à larges rayons de courbure, représentant l'ensemble de hauts reliefs avec des axes de directions :

- NW-SE tels que ceux observés au niveau de Djebel Sekrine, Djebel Kalaoun, Djebel Gouzi et Djebel Foural.
- NE-SW rencontrés au niveau de Djebel Hadjar Labiod et Djebel Boutaleb.

3. Les structures diapiriques :

Les affleurements du Trias diapirique se situent généralement dans la zone de convergence de deux directions de fractures (E-W et NW-SE ou NE-SW).

Annexe B

D'après R. Guiraud (1973), la mise en place du Trias est liée principalement à des contraintes compressives, c'est-à-dire à la phase priabonienne et la phase tortonienne.

B/ Géologie locale :

La lithostratigraphie de la mine de Chaabet El Hamra

1. Le Valanginien

a. Le Valanginien inférieur :

Les affleurements Valanginien apparaissent dans la partie Sud-Est du terrain étudié, il est constitué essentiellement d'après les sondages réalisés par l'ORGM par des grès, dolomies gréseuses, des silts, et d'argilites.

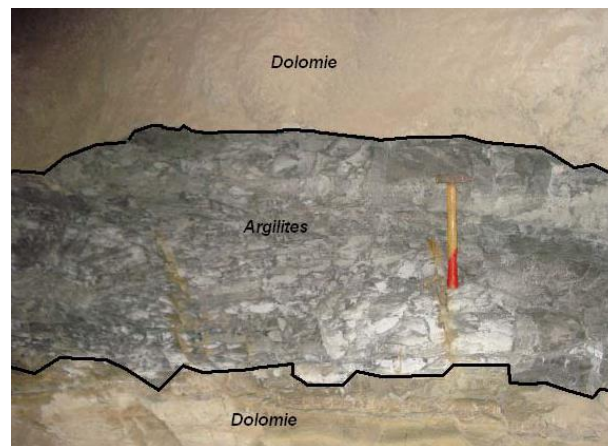


Fig 05 : Photo représentant les argilites du Valanginien de la mine de CEH

Le matériel détritique se compose par des grains de quartz, des feldspaths faiblement arrondis et des fragments d'une roche argilo-siliceuse.

Les formations du Valanginien correspondent à des dépôts peu profonds.

b. Valanginien supérieur :

Les formations du Valanginien supérieur décrites par Glaçon, (1967) apparaissent dans la partie Sud-Est de notre secteur étudié, au niveau des accidents tectoniques.

Annexe B

Le Valanginien supérieur est constitué d'argiles de couleur vert brunâtre et vers le sommet il est caractérisé par une alternance d'argiles marneuses avec des bancs décimétriques de calcaires gréseux.

J. Glaçon, (1967) a considéré ce banc calcaire comme un niveau repère marquant le passage Valanginien -Hauterivien.

2. Hauterivien

L'Hauterivien affleure sur le flanc sud du secteur étudié, à la faveur du grand accident tectonique sensiblement orienté E-W. seule une partie de l'Hauterivien supérieur est mise en affleurement sur le terrain, le reste de l'Hauterivien ne peut être observé qu'au niveau des sondages.

Dans l'ensemble, l'Hauterivien est constitué de dolomies massives fortement fissuré et porte une minéralisation qui se manifeste sous forme de blende et de galène.

a. Hauterivien inférieur :

N'apparaît qu'en profondeur et présente un intérêt économique, car il s'agit de niveaux minéralisés.

L'observation des sondages effectués par l'ORGM dans l'Hauterivien, permet de constater que les formations de l'Hauterivien inférieur reposent directement sur les marnes bariolées du Valanginien par un banc de calcaire à polypiers, et serait constituées par suite d'ensembles carbonatés avec intercalations de marnes et de grés.

De bas en haut l'Hauterivien inférieur est constitué par les niveaux suivants ;

-Dolomies massives de couleur grise à grains fins à concrétions carbonatées, la roche présente un aspect bréchiq.

-Dolomies massives de couleur gris sombre qui passent parfois à des calcaires dolomités. Dans ces dolomies bitumineuses on remarque la présence d'une minéralisation de marcasite-pyrite, sphalérite, et rarement la galène.

-Grés à coquilles de Lamellibranche et Gastéropodes.

-Alternance de marnes, dolomie, roches argileuses et gréseuses. Les dolomies sont de couleur grise à gris sombre parfois rouges et fortement fissurées.

Les dolomies massives présentent deux types ; un type correspond à des dolomies fines constituées uniquement de cristaux de forme variables. Le 2^{ème} type est la dolomie

Annexe B

moyennement cristalline accompagnée du quartz siliceux, cependant les fissures sont remplies par la calcite.

b. Hautérivien supérieur :

Les formations de l'Hautérivien supérieur sont mises à l'affleurement par la grande faille E-W, elles sont représentées essentiellement par des dolomies riches en matière ferrugineuse.

Vers le sommet ces formations sont fortement fissurées et altérées, de couleur jaune ocre à rouge due à la présence de la matière ferrugineuse (limonite-hématite), parfois elles sont en alternance avec des argiles, L'ensemble de ces formations présentes l'aspect d'un chapeau de fer.



Fig 06 : Dolomies riches en matière ferrugineuse.

3. Le Barrémien :

Le Barrémien couvre la majeure partie du terrain d'étude, il recouvre en concordance les dolomies massives de l'Hautérivien supérieur.

Le Barrémien inférieur :

Repose en concordance sur les dolomies hautériviennes par un niveau terrigène constitué de grès souvent zonés et présentent des figures d'altération, en alternance avec des argiles sombres et de marnes. Ce niveau se poursuit par des dolomies gréseuses massives qui renferment des nids de calcite et de matière ferrugineuse.

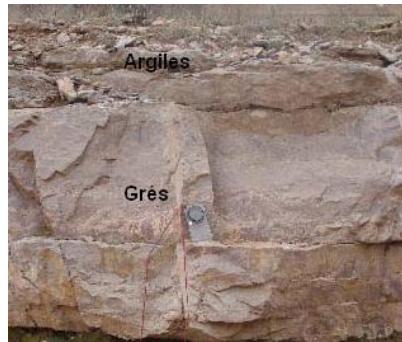


Fig 07 : L'alternance des grès et d'argiles du Barrémien inférieur

a. Le Barrémien supérieur :

Sur les calcaires dolomités du Barrémien inférieur repose en concordance par l'intermédiaire d'un niveau argileux, une série d'épaisseur qui varie de 50 à 60m de grès marquée par des intercalations de minces bancs de dolomie gréseuse, des marnes et des calcaires marneux. Le ciment calcaire est souvent ferrugineux et on note parfois une concentration en matière ferrugineuse au sein de ces grès.

4. Le Miocène :

Le Miocène affleure dans la partie Nord-Est du terrain de Chaabet El Hamra. Il repose en discordance sur tous les terrains barrémiens et est constitué d'une brèche sédimentaire à la base et de calcaires gréseux au sommet.

5. Les formations post-miocène :

Elles sont représentées par des formations continentales : conglomérats grossier non consolidés, argiles, limons rouges et croutes calcaires.

Ces formations continentales comblent la dépression bordant le secteur étudié au Sud et masque tous les affleurements des formations crétacées et tertiaires.

B. Tectonique du secteur :

Le gisement de Chabet_El_Hamra occupe la partie extrême Ouest du flanc Nord-ouest du horst anticlinal de Rahbat qui se caractérise par une structure complexe en plis cassés.

Il apparaît sous forme d'un dôme recoupé par deux grands accidents F1 et F2 de direction Est Ouest qui compartimentent les champs miniers en trois principaux blocs.

- _ Un bloc central.
- _ Un bloc méridional.
- _ Un bloc occidental avec une structure en horst et graben.

Annexe B

Pour ce qui est du style de déformation et vue la rhéologie des roches, la région est surtout affectée par une tectonique cassante qui se traduit par des failles et une tectonique souple de moindre importance représentée par des plis et des ondulations.

1. La tectonique cassante :

En théorie c'est un système de faille synsédimentaires ou flexures de direction Nord Sud qui ont permis les basculements des blocs visibles à toutes les échelles et pendant tout le Mésozoïque.

Il s'agit de failles normales avec des rejets de l'ordre de dizaines de mètres.

Cependant, d'après J. Glaçon, (1967), ce type d'accident aurait affecté le socle et rejoué puis affecté sa couverture jusqu'à l'Actuel.

Faille centrale

C'est une failles normale de direction Nord-Ouest / Sud-Est avec un pendage du plan de faille au Sud_Est à 178° et rejet vertical de 10 à 15 mètres.

Faille latitudinale

C'est une faille normale de direction Est_Ouest à plongement vers le Nord avec un angle de pendage de l'ordre de $70-80^\circ$, et à rejet vertical de 10 à 20 mètres.

2. Tectonique souple :

a. Les plis :

La structure générale du secteur étudié se présente sous une forme anticlinale dont la direction du plan axial est sensiblement NW-SE. Cet anticlinal est découpé par de nombreux accidents tectoniques lui donnant ainsi, une structure géologique beaucoup plus complexe.

De rares plis d'échelle métrique dont la direction de leur axe varie de $N100^\circ$ à $N130^\circ$ sont observés dans les dolomies du Barrémien, horst sud. D'autres aspects de déformations souples peuvent être également observés.

b. Les flexures

Cet aspect de déformation est très développé dans la région. En effet, les couches dessinent des ondulations très remarquables. Ces ondulations sont probablement le résultat des contraintes et des accidents cassants ayant affecté la région. Cependant, on peut noter un fait remarquable : celui de l'existence de structures en coupoles résultant de l'action du plissement et de l'érosion.

Annexe B

Conclusion :

Le secteur de Chabet_El_Hamra est essentiellement constitué par des formations crétaées inférieures recouvertes par du Miocène discordant. Il se caractérise par une tectonique de type cassante représentée par des failles normales qui perturbent la lithologie du secteur.

2. La mine de Kherzet Youcef

Kherzet youcef présente la particularité d'être multicouche, et d'être associé à une série dolomitique de plate-forme instables et subsidentes. Cette série est organisée en séquences régressives comprenant des bancs de dolomies et de courts intervalles de marnes, de dolomies marneuses et de laminites. Les dolomies sont des micrites très riches en matières organiques et en marcasite d'origine sédimentaire.

Les différents niveaux géologiques et leurs caractéristiques sont représentés sur la figure. Cette figure montre un caractère perméable probable des différents niveaux et donc des risques de contamination des nappes aquifères par les métaux lourds sont à prendre en considération.

2.1 Aspect générale du gisement :

Le gîte comprend une vingtaine de couches minéralisées à des intensités variables. Sept sont exploitables, le reste est en dessous des limites d'exploitabilité.

L'épaisseur totale de la série dolomitique métallifère est de 170-190m. La faille de Kherzet Youcef limite le gisement à l'Est. Les minéralisations commencent à 10-30m du mur de cette faille et 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. Ils sont séparés par un épisode d'affaissement qui a amené des dépôts réduits tidaux de plate forme ouverte (argiles, marno-calcaires noduleux et marnes) (Touahri, 1991)

La morphologie dominante est celle d'amas stratiformes de runs plus ou moins allongés en direction NNE. Leur largeur varie de 60 à 150 m. Aucune tectonique n'affecte l'intérieur du gisement. Seules des déformations souples s'observent au mur de la faille.

L'épaisseur maximum d'un amas minéralisé peut atteindre 3m (Touahri, 1991)

Annexe B

Limites du gisement :

A l'Est, il est limité par la faille de Kherzet Youcef. A l'Ouest, et après disparition de la minéralisation, les faciès dolomitiques se poursuivent sur 100-200 m puis ils passent à des calcaires. Au Sud (et en profondeur) la série de Kherzet Youcef est transgressive sur l'ensemble inférieur carbonaté et gréseux du Barrémien.

2.2 Description lithologique

La série métallifère correspond à l'ensemble médian du Barrémien constitué par une alternance rapide de dépôts qui varient entre un pôle argileux et un pôle carbonaté. Il repose sur une série d'alternance de calcaire, de grès à intercalation de dolomies, marnes et argiles. Cette série se termine par une quarantaine de calcimicrites argileux à fragments de grands Lamellibranches, à intercalations régulières de marnes et quelques bancs de calcisparites grises massives. L'ensemble médian minéralisé commence après un dernier banc de grès à passées marneuses.

La série métallifère se différencie en deux faisceaux séparés par 10-15 m de calcimicrites argileuses à Ostracodes et à intercalations calcaires à la partie inférieure. (bousdira, 2009)

2.3 Tectonique locale du secteur d'étude : (Aittouchak, 2006)

Le massif de Hadjar Labiod correspond à un anticlinal d'orientation Est-Ouest. Il est marqué par des failles N-S et E-W.

Dans le secteur étudié, les roches sont en général assez compétentes et sont soumises à un style de déformation de type cassant. On peut distinguer deux types d'accidents.

2.3.1 Les Accidents majeurs

- **la faille de Kherzet Youssef**

La faille de Kherzet Youssef, la seule faille méridienne régionale occupe une place très importante dans la structure de la zone NE du massif de Hadjar Labiod.

Les travaux de « Rudis » (1964) montrent que la faille de Kherzet Youssef est une faille normale à décrochement dextre, dont le rejet vertical dépasse 500 m et le rejet horizontal 150 m avec un pendage de 65° à 85° vers l'Est.

Annexe B

- **La faille de Ain Kahla**

Parallèlement au front sud Sétifien et à la grande faille chevauchante qui sépare le massif Hadjar Labiod du massif de Boutaleb au Sud , la faille de Ain Kahla s'étend de la plaine d'Ain Azel au Kef Labiod en mettant à jour le Jurassique de Ain Kahla. Elle prend naissance au niveau de la source de Ain Kahla où elle se relie à la faille de Kherzet Youssef. Cette faille met au contact les formations crétacées au Sud avec celles du Jurassique au Nord.

C'est une faille inverse polyphasée dont le rejet est très important (plusieurs centaines de mètres) de direction N70-80° à Djemmana puis N50° à Kef Labiod.

2.3.2 Les accidents secondaires

Les accidents secondaires sont caractérisés par deux familles de failles (Fig. 8):

- les failles longitudinales NNE.
- les failles transversales NW-SE à N-S.

La première famille de failles affecte plus particulièrement le flanc sud de l'anticlinal de Hadjar Labiod, perturbant sérieusement les séries carbonatées. Ces failles sont souvent décalées par les failles transversales. Ces dernières sont de moindre importance par rapport aux précédentes mais plus nombreuses.

Annexe C : Méthodes d'analyses

I. Spectrophotométrie d'absorption atomique (SAA)

1.1 Principe de la digestion ou de la minéralisation

La digestion consiste à libérer les différents métaux adsorbés à la surface des particules et/ou piégés par la matière organique et les minéraux par extraction et mise en solution.

1.2 Le protocole expérimental

Le protocole décrit est celui adopté par Charlou et Joanny (1983). Cependant, certaines étapes sont modifiées en fonction des réactifs et du matériel disponible au laboratoire.

1. Minéralisation à blanc

Avant d'utiliser les godets, on procède à une minéralisation à blanc. On met dans chaque godet 2 ml d'eau régale (1 volume d'acide nitrique (HNO₃) concentré à 68 % + 3 volume d'acide chlorhydrique (HCl) concentré à 37%). Puis on chauffe sur une plaque chauffante à 120 ° C pendant 2h30mn.

On laisse refroidir les échantillons avant d'ouvrir la soupape de sécurité doucement, et on rince à l'eau distillée et on sèche dans l'étuve.

2. Minéralisation des échantillons

La minéralisation a lieu sous hotte aspirante dans un godet en téflon. On pèse environ 0.5 g de rejet. On y ajoute 2 ml d'eau régale (HNO₃ : HCl, 1 :3 V/V). On laisse les échantillons à température ambiante une nuit, afin d'éviter un début de réaction trop brusque (minéralisation à froid) puis on les met sur plaque chauffante à 120°C pendant 2h30min. On laisse refroidir les échantillons avant d'ouvrir la soupape de sécurité doucement, puis on transfère les échantillons dans les tubes en polypropylène de 50 ml. On rince les godets avec l'eau distillée au moins 3 fois en récupérant les rinçages des godets et on ajuste jusqu'au trait de jauge de 50 ml avec l'eau distillée.

La solution obtenue doit être agitée. Elle est ensuite conservée jusqu'au moment du dosage afin d'éviter toute perte et contamination.

1.3 Analyse des métaux traces par Spectrophotométrie d'absorption atomique (SAA)

La méthode de dosage utilisée est la spectrophotométrie d'absorption atomique (SAA).

Bien qu'en théorie rien ne s'oppose à une absorption d'une lumière convenablement choisie par les atomes, la mise au point d'une méthode de dosage fondée sur ce principe a présenté beaucoup de difficultés et ce n'est qu'en 1955 qu'elle a été réalisée par Walsh (Hamon et al.,2002).

Annexe C : Méthodes d'analyses

La spectrophotométrie d'absorption atomique est une technique d'analyse quantitative, fondée sur le phénomène d'absorption de radiations lumineuses par des atomes libres. Elle est largement appliquée (Forstner et Salomons, 1980), simple et très documentée (AIEA, 2001), bien adaptée (Boust, 1981) et recommandée pour l'analyse des métaux lourds (Asso, 1982).

Les éléments métalliques adsorbés sur les rejets de la mine sont analysés par SAA selon les protocoles expérimentaux décrits (AIEA, 2001). La description de la technique d'analyse et les éléments constitutifs du spectrophotomètre utilisé sont inspirés de HITACHI, 1999 et 2000. Les analyses des métaux traces dans le rejet minier ont été réalisées sur un spectrophotomètre d'absorption atomique de marque HITACHI, modèle Z-5000 équipé de four, flamme et correction effet Zeeman.

A. Principe de la spectrophotométrie d'absorption atomique

Le passage de la forme ionique (métal en solution) à la forme atomique se produit par une source thermique (source d'atomisation). Les atomes ainsi formés passent d'un niveau énergétique fondamental (état initial) à un niveau plus élevé (état excité) traversé par un faisceau de lumière à mesure et d'intensité incidente I_0 . L'absorbance correspond à la différence entre l'intensité incidente (I_0) et l'intensité transmise (I). Cette différence ($I_0 - I$) est déterminée par un photomultiplicateur qui lui transforme cette intensité lumineuse en un signal électrique quantifiable.

B. Loi de Beer - Lambert

L'intensité de l'absorption dépend directement du nombre de particules absorbant la lumière selon la loi de Beer-Lambert. D'après cette dernière, la densité optique d'une solution d'une substance absorbante dans un solvant transparent est proportionnelle à l'épaisseur de la solution traversée et à la concentration des substances absorbante de la solution (Audigie et al, 1985).

$$I = I_0 \cdot e^{-K.L.C}$$

La lecture s'effectue en absorbance (A) ou en densité optique (DO) :

$$A = DO = \log I_0/I = \epsilon.L.C$$

Où :

I : Intensité de l'énergie lumineuse transmise (émergente).

I_0 : Intensité de l'énergie lumineuse émise (incidente).

ϵ : Coefficient d'absorption atomique (constante).

L : Longueur du trajet optique (constante).

C : Concentration de l'élément absorbant (analyte).

Annexe C : Méthodes d'analyses

C. Appareillage

L'appareil employé pour le dosage des éléments métalliques est un spectrophotomètre HITACHI, modèle Z-5000, type correction de l'absorbance non spécifique (ANS) par utilisation de l'effet Zeeman. Cet appareil est principalement constitué de (HITACHI, 2000) :

- Source d'atomisation
- Source de radiation
- Système de miroirs
- Brûleur
- Four à graphite
- Monochromateur
- Détecteur relié à un amplificateur
- Dispositif d'acquisition

C.1 Source de radiation

La source de radiation est spécifique selon les métaux étudiés. Pour cela nous utilisons une lampe à cathode creuse. Cette dernière, constituée par le métal à analyser, émet sous tension le spectre de l'élément.

C.2 Source d'atomisation

Afin de permettre le passage des métaux de la forme ionique à la forme atomique, deux types de sources d'atomisation sont utilisés.

- **Source d'atomisation par flamme :**

La source d'atomisation par flamme a été utilisée pour la détection du chrome (Cr), du Zinc (Zn), le Cuivre (Cu), le Nickel (Ni) et le plomb (Pb). Les métaux sont atomisés par le biais d'un brûleur à flamme, alimenté par le mélange air-acétylène. Au brûleur est couplé un nébuliseur qui transforme la solution aspirée au moyen d'un capillaire en aérosol, injectable directement dans la flamme (Asso, 1982).

- **Source d'atomisation par four à graphite**

L'atomisation s'effectue dans un tube de graphite, avec revêtement pyrolytique interne. L'ensemble est porté à haute température par effet joule programmable en intensité et en durée. Le four est placé sous courant d'azote continu pour éviter l'oxydation trop rapide. Il est

Annexe C : Méthodes d'analyses

Refroidi en permanence par une circulation d'eau. Cette méthode, particulièrement adoptée aux dosages des faibles quantités d'échantillon permet de mesurer des faibles concentrations de l'ordre du nano gramme par millilitre (Asso, 1982). La source d'atomisation par four à graphite sera utilisée pour la détermination du plomb (Pb), du cadmium (Cd) non effectuée encore.

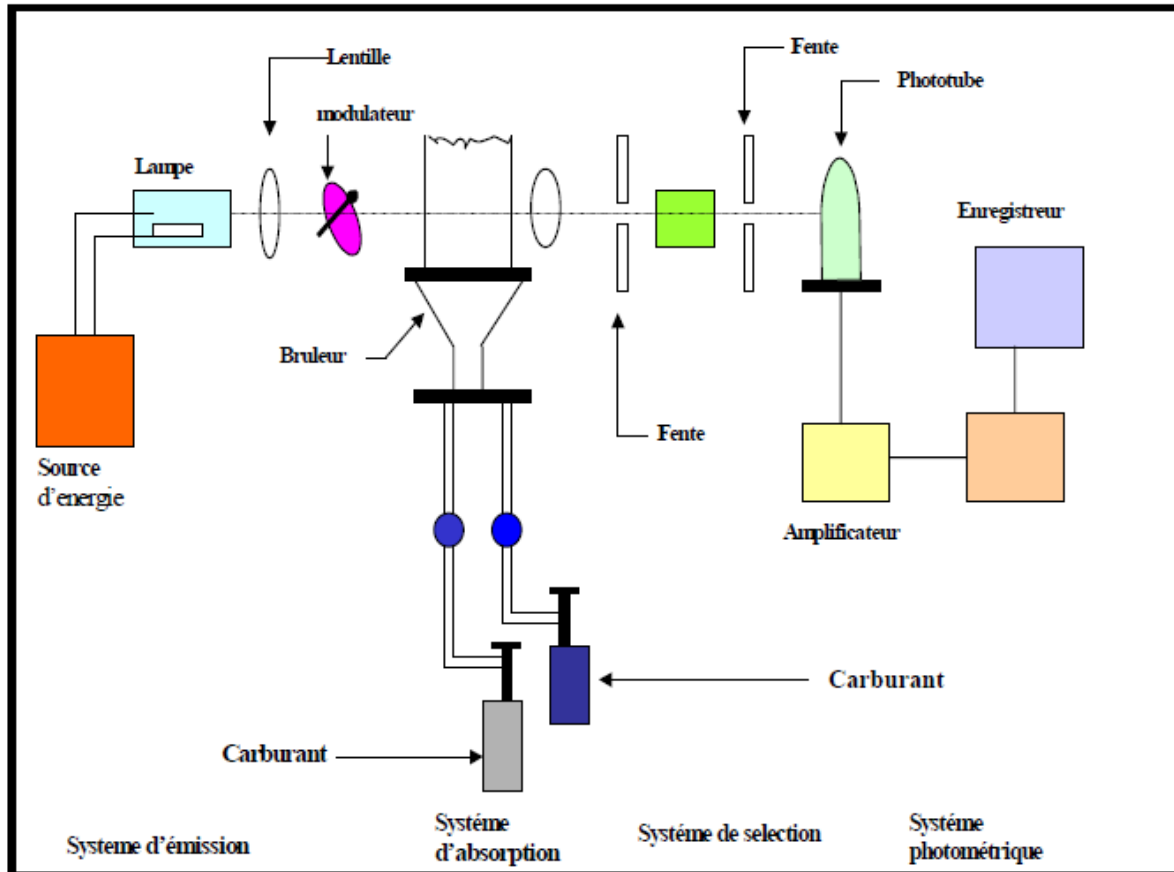


Fig 08: Principe de l'absorption atomique

D. Etalonnage

D.1 Méthodes des standards seuls

Pour tous les métaux étudiés, nous avons utilisé des solutions standards. La calibration du spectrophotomètre est réalisée à partir de quatre solutions (S0, S1, S2, S3) de concentrations croissantes, seul S0 est toujours le même.

Les absorbances de ces solutions standards sont mesurées, ce qui permet de tracer la courbe d'étalonnage (absorbance = f (concentrations), pour les faibles concentrations, c'est-à-dire pour les faibles absorbances, la courbe est quasi linéaire, donc de la forme :

$$Y = aX + b$$

Annexe C : Méthodes d'analyses

Où :

Y : Densité optique (DO)

X : Concentration du métal à analyser

a : Pente de la courbe

b : Ordonnée à l'origine

A l'aide de la droite d'étalonnage, nous pouvons déterminer les concentrations inconnues en métaux des échantillons à analyser.

D.2 Calcul des concentrations des métaux

La concentration du métal dans l'échantillon minéralisé est obtenue à partir de la droite d'étalonnage par une régression linéaire aux moindres carrés.

II. Diffractométrie des rayons X

1. Introduction

La technique d'analyse par diffractométrie des rayons X est utilisée pour la détermination de la composition minéralogique des rejets, c. à. d le pourcentage semi-quantitatif des minéraux non-argileux, et de la fraction fine extraite des résidus, représentée par les minéraux argileux et généralement inférieure à deux micros. Cette technique est basée sur la diffusion d'un faisceau de rayon X monochromatique par les plans réticulaires des cristaux contenus dans l'échantillon, selon la loi de Bragg.

2. Préparation des Echantillons

2.1. Broyage de la roche à la granulométrie optimale (20 à 40 μ environ)

La poudre ainsi obtenue est divisée en deux parties, la première, montée sur un porte échantillon adéquat, servira à l'étude des minéraux non-argileux et la seconde à l'étude des minéraux argileux après extraction de la fraction fine.

2. 2. Extraction de la fraction argileuse

Elle se fait par suspension dans de l'eau distillée et les matières qui peuvent gêner la libération ou la bonne tenue en suspension des particules argileuses, sont éliminées par des attaques chimiques modérées et appropriées et par des moyens physiques (décantation, centrifugation, agitation mécanique ou dispersion par ultrasons ...).

2.3. Sédimentation et séchage

Annexe C : Méthodes d'analyses

2. 3. Sédimentation et séchage

Après avoir agité une dernière fois les flacons de 25 cc contenant les suspensions d'argile et laissé reposer quelques minutes (de 30 à 40 minutes), on prélève à l'aide d'une pipette quelques centimètres cubes de la solution stable d'argile que l'on dépose sur des supports en lames de verre, pour séchage généralement à température ambiante.

2. 4. Analyse

Les plaques de poudres et celles des minéraux argileux orientés sont soumises à un faisceau de rayons X monochromatiques qui est diffracté selon la loi de BRAGG. $\lambda = 2d \sin\Theta$

2. 4. 1. Conditions opératoires

Les analyses de routines sont effectuées sur un diffractomètre de marque Philips, type PW1710 à radiation $K\alpha$ du cuivre ($\lambda = 1,5418\text{\AA}$), monochromateur arrière courbe en graphite, haute tension 40 KV et 30 mA (argiles) et, 30 KV et 20 mA (poudres), fente de divergence automatique (ADS), fente de réception 0,2 mm, fente de diffusion 1° , détecteur à gaz proportionnel (Xénon + CO_2), vitesse goniométrique $2^\circ 2\Theta/\text{min}$, angles d'exploration : 01 à $31^\circ 2\Theta$ pour les argiles et 24 à $34^\circ 2\Theta$ pour les poudres.

2. 4. 2. Les poudres

Elles permettent la détermination qualitative et semi-quantitative des minéraux non argileux (Quartz, calcite, dolomite, sidérite, pyrite, anhydrite, feldspaths ...) grâce à des étalons binaires préalables ; Le complément à 100 de la somme des pourcentages de ces minéraux, est représenté par la fraction argileuse et les indoses.

Annexe D : Normes des Eléments Traces Métalliques

Tab 05 : Normes proposées par Baize, par l'AFNOR et au fond géochimique de la région.

ETM	Normes (ppm)		Fond géochimique
	Baize	AFNOR	
Zn	300	150	50
Pb	100	60	20
Cd	2.0	0.7	/
Cu	100	40	35