

République Algérienne démocratique et populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieure et de la recherche scientifique



Ecole Nationale Polytechnique
Département de Génie Minier

Mémoire de Projet de Fin d'Etudes pour l'obtention
Du Diplôme d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

Thème

Essai de Valorisation par Flottation de minerais
polymétallique de Chaabet El-Hamra

Présenté par :

Mr. BANKA Aissa
Mr. TRAHY Abdelouhab

Devant le jury :

Dr M.OULD HAMOU Président
Dr A.AKKEL Examineur
Dr K.DERAMCHI Promotrice

Promotion juin 2014

Remerciements

Avant tout, le premier mot qui nous vient à l'esprit est " Dieu merci" le tout puissant de nous avoir donné la force et la foi et d'arriver à ce stade-là,

*Au terme de ce travail nous tenions à remercier chaleureusement notre promotrice docteur **DERAMCHI Karima** qui a assuré la direction scientifique pour la qualité de son encadrement, nous sommes très satisfait et heureux d'avoir travaillé sous votre direction, un grand merci pour les nombreux conseils et disponibilité et son soutien et ces qualités humaines, ainsi sans faille au long de ce travail pour nous avoir toujours fait confiance que vous trouvez ici Madame toute notre reconnaissance et notre gratitude.*

*Nous adressons nos vifs remerciements pour le docteur **OULD HAMOU Malek** pour le grand honneur qu'il nous fait en présidant le jury de notre soutenance ainsi que .on veut exprimer également nos chaleureuses gratitudes pour la présence de Monsieur **OULD HAMOU** durant quelques manipulations.*

*Un vif remerciement au docteur **AKKEL Arezki** pour l'honneur qu'il a fait d'avoir accepté de faire partie du jury.*

Nous tenons à remercier tous les enseignants de département de génie minier et de l'école nationale polytechnique.

*On souhaite également témoigner toute notre reconnaissance pour Monsieur **SAADA Abdelhafid** le fondateur de département génie minier et qu'il se repose en paix.*

Un second témoignage et reconnaissance pour la Direction de complexe Kharzet Youcef, nous voulons aussi dire Merci aux ingénieurs de la mine Chaabet El-Hamra pour leurs aides aussi pour leurs soutiens durant notre stage à la mine Chaabet El-Hamra.

*Un remerciement pour Ammi **SALAH**, le père spirituel de tous les polytechniciens qui a toujours appliqué sa tâche avec abnégation.*

Un remerciement pour Amine, Amira et Mustapha (ingénieurs et technicien de laboratoire de minéralurgie)

Un grand merci pour les camarades de classe ainsi tous les étudiants de polytechnique pour leurs encouragements.

Et si on a oublié quelqu'un sans faire attention on lui dit merci.

Dédicaces

Avant de commencer mes dédicaces, je suis certain que ce projet de fin d'études est la meilleure chose qui puisse m'arriver durant cette année, j'en suis sûr, même en mi-année, je ne sais pas si c'est une mauvaise année ou pas, étant donné que j'ai perdu mes chères grandes mères, bref je dédie mon projet pour mes deux grandes mères qu'elles reposent en paix.

Je dédie ainsi mon mémoire à:

- *Mes parents, qui ont tout fait pour que j'atteigne ce niveau.*
- *À mes frères et mes sœurs.*
- *À mes oncles, à mes tantes.*
- *À mes cousins et cousines*
- *pour mes amis, désolé de ne pas pouvoir citer vos noms car vous êtes assez nombreux et que je crains d'oublier quelqu'un, et tous ceux avec qui je partage la gratitude, l'amitié, l'amour et le respect*

Abdelouhab

Plus que jamais je dédie ce modeste travail à mes parents et j'aimerai qu'ils en le témoignage de ma consécration et leur foi en moi.

A

Toute la famille BANKA.

A

Mon Neveu Rassim

A

Mes frères Mohamed, Ahmed, Rachid et Hakim

A

Mes sœurs A, S, R, F.

A

Tous mes amis surtout Tayeb

A

Tout le personnel du département de Génie Minier, Surtout le groupe de 5ième année G. Minier

A

Tous ceux qui me connaissent et je connais.

Aissa

RESUME

ملخص

يعد معدن الزنك من بين المعادن لاكثر استعمالا في مجال الصناعة على سبيل المثال سبائك تحمي الفولاذ من التآكل, تخزين الطاقة والمخفضات لانه يتميز بخصائص كهروكيميائية جيدة ودرجة انصهار منخفضة, ولهذا لا يمكن تعويضه باي معدن اخر, وهو ثروة كبيرة بالنسبة للبلدان التي تحتوي على مناجم الزنك .

هدفنا هو رفع جودة سفاليريت منجم شعبة الحمراء, بعد استخراج الزنك الموجود في القشرة, باستعمال طريقة الطفو من اجل رفع جودة المنتج ومن اجل ان يتوافق مع متطلبات السوق, مع احترام بروتوكول الطفو ومن اجل تحقيق هذا الهدف يجب تغيير عناصر الطفو من اجل ضبطهم.

كلمات مفتاحية :

الزنك - الطفو - منجم الشعبة الحمراء - التقويم - الفصل - الطاولة المتحركة - وسط مكثف

Résumé:

Le métal du zinc est très utilise en industrie comme : un alliage pour la protection de l'acier contre corrosion, stockage d'énergie et réducteur; étant donné qu'il a des bonnes propriétés électrochimiques et température de fusion basse, donc aucun métal ne peut substituer le zinc d'où son importance pour les pays qui possèdent des gisements du zinc.

Notre but est d'enrichir la sphalérite de la mine de CHAABET EL-HAMRA, afin d'extraire le minerais du zinc (blende) dans la gangue, en utilisant la méthode de flottation afin d'augmenter la qualité du produit fini autrement dit la teneur pour qu'il soit conforme aux exigences de marché. En respectant le protocole de la flottation et pour réaliser cet objectif, il est donc nécessaire de faire varier les différents paramètres de la flottation, dans le but de les optimiser.

Mots clés : Zinc – Flottation – Mine Chaabet El-Hamra – Valorisation – Séparation Gravimétrique – Table à secousses – Enrichissement – Milieux denses.

Summary:

Zinc metal is used in many industries as: an alloy for steel protection against corrosion, energy storage and it's a reducer, since it has good electrochemical properties, low melting point and no metal can replace zinc whence its importance for countries owning deposit of zinc .

Our goal is to enrich the sphalerite mine Chaabet EL-HAMRA to extract the minerals zinc (sphalerite) in the matrix, using the flotation method to increase the quality of the finished product, that is to say, the content to conform to market requirements. Respecting the protocol flotation and to achieve this objective, it is necessary to vary the parameters of flotation, in order to optimize them.

Keywords: Zinc - Flotation - Mine Chaabet El-Hamra - Valuation - Gravimetric Separation - shaker table - Enrichment - Heavy media separation.

Sommaire

Introduction générale.....	1
I. Généralités sur le Pb/Zn	4
I.1 Généralités sur le zinc.....	4
I.1.1 Introduction	4
I.1.2 Description	4
I.1.3 Origine et histoire.....	5
I.1.4 Propriétés du zinc	5
I.1.5 Minéralogie	6
I.1.6 Les différentes étapes de la production de zinc.....	7
I.1.7 Utilisations du zinc et de ses composés	9
I.1.8 Production mondiale	11
I.1.9 Consommation mondiale.....	12
I.1.10 Prix	13
I.2 Généralités sur le plomb	16
I.2.1 Historique	16
I.2.2 Description	17
I.2.3 Propriétés du métal.....	17
I.2.4 Elaboration du plomb	18
I.2.5 Utilisation du plomb.....	18
I.2.6 Les dangers de plomb sur la santé.....	19
I.2.7 Conclusion.....	19
II. PRESENTATION DE MINE DE CHAABET EL-HAMRA	22
II.1 Présentation du groupe MANAL.....	22
II.1.1 Présentation du groupe ENOF :	23
II.1.2 Mine de Chaabet El-Hamra.....	24
II.1.3 Exploitation	40
II.1.4 Mine de Kherzet Youcef	41
III. Généralités sur les méthodes de séparation.....	47
III.1 Procédé de séparation gravimétrique	47
– Définitions	47
III.1.1 Méthodes en milieux denses	48
III.1.2 Séparation par nappe pelliculaire fluente :	50
III.1.3 Méthodes par accélération différentielle (jig) :	53

III.2	Méthode de flottation	54
III.2.1	Principe et protocole de la flottation :	54
III.2.2	Les interfaces de la flottation	55
III.2.3	Paramètres influençant le système solide-liquide-gaz.....	56
III.2.4	Réactifs de flottation	56
III.2.5	Les exigences aux réactifs de flottation :	58
III.2.6	Paramètres influant sur l'opération de flottation.....	58
III.2.7	Types de Flottation.....	59
III.2.8	Appareils de flottation :.....	60
IV.	Partie expérimentale	64
IV.1	Prélèvement des échantillons	64
IV.2	Etude minéralogique et pétrographique	64
IV.3	Détermination des paramètres physiques du minerai :	64
IV.4	Préparation mécanique	66
IV.4.1	Généralités :.....	66
IV.4.2	Concassage :	66
IV.5	Echantillonnage.....	69
IV.5.1	Diviseur à couloire	69
IV.5.2	Diviseur rotatif :	70
IV.6	Analyse granulométrique	71
IV.6.1	Introduction	71
IV.6.2	Courbes granulométriques.....	71
IV.6.3	Interprétation des résultats :	74
IV.7	Séparation par nappe pelliculaire fluente.....	75
IV.7.1	Rappel.....	75
IV.7.2	Table à secousses	75
IV.7.3	: Mode opératoire:	76
IV.7.4	Interprétation:	78
IV.7.5	Influence de variation de la pente	80
IV.7.6	Résultats:	80
IV.7.7	Interprétation:	80
IV.8	Flottation :.....	81
IV.8.1	Rappel sur la théorie de flottation	81

IV.8.2	Préparation des échantillons:.....	81
IV.8.3	Mode opératoire	81
IV.8.4	Paramètres étudiés :.....	83
	Conclusion générale	101
	Bibliographie.....	104
	Annexe.....	106

Liste des tableaux

Tableau I-1: Propriétés physiques du zinc (d'après Duchaussoy, 1965)	5
Tableau I-2: Propriétés chimiques du zinc	6
Tableau I-3: Les principaux minéraux de zinc et leurs caractéristiques	6
Tableau I-4: Caractéristiques de la période des cycles de prix du zinc.....	15
Tableau I-5: Les propriétés du plomb	17
Tableau I-6: Répartition de la consommation en 2008, dans le monde	19
Tableau I-7: Propriétés comparées du plomb et du zinc	20
Tableau II-1: Réserves géologiques du gisement de CEH.....	37
Tableau II-2: réserves géologiques du gisement de CEH (expertise SIDAM)	38
Tableau II-3: Réserves géologiques en fonction des teneurs de coupure	38
Tableau II-4: Nouveau calcul des réserves (ENOF, 1996)	39
Tableau II-5: Réserves géologiques et exploitable de la mine Kherzet Youcef	39
Tableau III-1 : Récapitulatif des appareillages de séparation par nappe pelliculaire fluente..	50
Tableau III-2 : La description de différentes zones.....	52
Tableau III-3 : Les différents types de flottation.....	62
Tableau IV-1 : Analyse granulométrique exprimée en gramme	73
Tableau IV-2 : Le concentré de la blende obtenu a une pente de 6 % en fonction de débit de l'eau.....	77
Tableau IV-3 : Le concentré de la blende obtenu en fonction la pente de la table à secousses	80
Tableau IV-4 : Les réactifs utilisés dans les essais de flottation	82
Tableau IV-5 : Les quantité de Amylxanthate consomme	83
Tableau IV-6: Résultat de l'influence du collecteur A.X : 100 g/tonne.....	85
Tableau IV-7 : Résultat de l'influence du collecteur A.X : 150 g/tonne.....	85
Tableau IV-8 : Résultat de l'influence du collecteur A.X : 200 g/tonne.....	86
Tableau IV-9 : Résultat de l'influence du collecteur A.X : 250 g/tonne.....	86
Tableau IV-10 : Variation de la densité et le rendement pondéral total en fonction de la quantité du collecteur A.X	89
Tableau IV-11 : Les quantités consomme pour le paramètre CuSo4.....	91
Tableau IV-12 : Résultat de l'influence du l'activant CuSo4 : 200 g/tonne	91
Tableau IV-13 : Résultat de l'influence du l'activant CuSo4 : 250 g/tonne	91
Tableau IV-14 : l'influence du l'activant CuSo4 : 300 g/tonne	91
Tableau IV-15 : Résultat de l'influence du l'activant CuSo4 : 350 g/tonne	92
Tableau IV-16 : Variation de la densité et de rendement pondéral total en fonction de la quantité du l'activant CuSo4	93
Tableau IV-17 : Le changement du temps de raclage	95
Tableau IV-18 : Résultat de l'influence du temps de raclage : 3 min	95
Tableau IV-19 : Résultat de l'influence du temps de raclage: 4 min	96
Tableau IV-20 : Résultat de l'influence du temps de raclage: 5 min	96
Tableau IV-21 : Résultat de l'influence du temps de raclage: 6 min	96
Tableau IV-22: La densité et le rendement pondéral obtenu en fonction du temps de raclage	98

Liste des figures

Figure I:1 : Production mondiale de zinc en milliers de tonnes sur le période (1900-2005) ...	11
Figure I:3 : <i>Evolutions par grandes zones géographiques des habitudes de consommation Différence sur vingt ans (1981-2001 en milliers de tonnes)</i>	12
FigureI:2 : Utilisation intermédiaires du zinc	12
FigureI:4:Consommation de zinc en kilogrammes par habitant au début des années 2000	13
FigureI:5 : Prix en moyenne annuelle du zinc (qualité : specialhigh grade) sur le London Metal Exchange, au comptant pour la période janvier 1960 à mars 2005 en US\$ la tonne.....	14
FigureI:6 : Evolution historique des prix et des stocks auprès du LME entre décembre 1998 et mars 2005	16
Figure II:1 : Schéma représentatif du groupe MANAL	23
Figure II:2 : Situation géographique de la mine de Chaabet El-Hamra	25
Figure II:3 Carte géologique des environs de la mine de chaabet El-Hamra (D'après carte géologique au 1/50000 d'Ain azel. Sonatrach. 1977)	27
Figure II:4 Log stratigraphique de gisement Chaabet El-Hamra (D'après ENOF 1993)	30
Figure II:5 : Coupe géologique longitudinale de la partie inférieure du gisement Chaabet El-Hamra (profil X-XV) (d'après ORGM et plan ENOF).....	33
Figure II:6 La minéralisation du gisement (faisceau supérieur et inférieur).....	35
Figure II:7 : Coupe hydrogéologique Profil 0 – Profil 15 (D'après ENOF 2003)	36
Figure II:8: Coupe montrant les ouvrages d'ouverture du gisement Echelle 1/2500 (Meftah2002).....	40
Figure II:9 : Section concassage- criblage-broyage	44
Figure II:10 : Schéma global pour l'essai de flottation.....	45
Figure III:1 : Schéma de séparation	47
Figure III:2 : Schéma représentatif d'une table à secousses.	51
Figure III:3 Schématisation du principe de classification par NPF.....	52
Figure III:4 : Schématisation de la classification d'un minerai selon sa taille et sa densité ...	52
Figure III:5 : Schéma représentatif de l'action du collecteur	57
Figure III:6: Schéma de cellule de flottation.....	60
Figure III:7: Schéma de colonne de flottation.....	61
Figure IV:1: Concasseur à mâchoire	67
Figure IV:2 : Concasseur giratoire	68
Figure IV:3 : Broyeur à boulets.....	68
Figure IV:4: Broyeur à billes	69
Figure IV:5Diviseur à couloire manuel.....	70
Figure IV:6 : Diviseur rotatif	71
Figure IV:7 : Tamiseuse.....	72
Figure IV:8 : Courbe granulométrique des passants et du refus en fonction des diamètres des tamis.	74
Figure IV:9: Table à secousses KHD Humboldt Wedag.	76
Figure IV:10 : Le rendement pondéral en fonction de la position du débit d'eau	77
Figure IV:11 : Essai de valorisation par table à secousses lorsque le débit est faible.....	78
Figure IV:12 : Essai de la Table à secousses lorsque le débit d'eau moyen.....	79
Figure IV:13 : Table à secousses lorsque le débit d'eau fort	79

Figure IV:14 : Le rendement pondéral en fonction de la pente	80
Figure IV:15: Cellule de flottation	82
Figure IV:16 : Schéma de flottation	84
Figure IV:17: Le poids du concentré C1 en fonction de la quantité du collecteur (essais principale).....	87
Figure IV:18: Le poids du concentré C2 en fonction de la quantité du collecteur (essais de contrôle)	87
Figure IV:19:Le rendement pondéral du concentré total en fonction de la quantité de collecteur AX	89
Figure IV:20 : Variation de la densité du concentré total en fonction de la quantité du collecteur A.X	90
Figure IV:21Le poids du concentré C1 en fonction de la quantité de l'activant (essais principale).....	92
Figure IV:22: Le poids du concentré C2 en fonction de la quantité du l'activant (essais de contrôle)	93
Figure IV:23: Le rendement pondéral de la concentré total en fonction de la quantité de l'activant CuSO ₄	94
Figure IV:24 : La densité du concentré total en fonction de la quantité du l'activantCuSO ₄ .	94
Figure IV:25: Le poids du concentré C1 en fonction du temps de raclage (Essais principale)	97
Figure IV:26Le poids du concentré C2 en fonction du temps de raclage (essais de contrôle)	97
Figure IV:27: Le rendement pondéral du concentré total en fonction du temps de raclage ...	98
Figure IV:28: la densité du concentré total en fonction du temps de raclage	99

INTRODUCTION GENERALE

- **Introduction générale**

Le zinc avec ses propriétés physiques, chimiques et mécaniques occupe une place importante dans l'industrie des métaux non ferreux. Il est utilisé comme moyen de protection de l'acier par revêtement (galvanisation), comme zinc laminaire dans différentes branches de l'industrie, le zinc est également utilisé dans la protection contre la corrosion, la métallisation, la protection cathodique et la fabrication des piles. Le zinc par ses caractéristiques chimiques et physiques lui permettent d'être associé à de nombreuses applications tout en préservant l'environnement (milieu naturel). Le zinc pur n'est pas considéré comme toxique, il peut être recyclé à 100% ce qui lui permet de le considérer comme matériau qui préserve l'environnement et le développement durable.

Le zinc est relativement abondant dans la nature ou on le trouve sous forme de sulfure appelée blende mais il existe sous forme d'autres minerais tels que la calamine. Les minerais sulfurés à base de ZnS dont la teneur en zinc est faible de 2 à 12% constituent la matière première de la métallurgie du zinc. Ils subissent un traitement d'enrichissement par flottation avant leur utilisation et constitue la première opération de préparation du minerai pour l'élaboration du zinc. Une des difficultés pour l'industrie d'extraction est la disposition du fer dans le concentré du zinc et qui constitue un facteur dans le bas rétablissement global de zinc. Les sulfures de zinc renferment des quantités de fer où même les concentrateurs dans les opérations d'enrichissement les plus efficaces produisent généralement un concentré de zinc avec une teneur significative de fer. Les concentrés conventionnels de zinc contiennent typiquement 5-10 % de fer. Les résidus de fer constitue une partie intégrale de la conception des raffineries de zinc Le rétablissement du zinc des concentrés de zinc exige le rejet du résidu de fer sous une forme qui réduit au minimum l'entraînement de zinc. Nous savons, que la plupart des minerais métallifères se composent le plus souvent de substances utiles, de gangue et souvent de substances nuisibles. Dans le marché, les produits répondent à un certain nombre de critères de qualité exigée par les utilisateurs. D'une manière générale, ces critères ont liés aux propriétés physiques et chimiques de la substance minérale considérée, tels que : le degré de pureté, la nature et la teneur des impuretés, la forme et les dimensions des grains, il faut que le produit fini ou semi-fini réponde à ces critères. Sa valeur marchande est fixée par le cours du marché et jugé selon le degré de réponse à ces critères.

Ce travail de mémoire a fait l'objet d'un stage pratique effectué au sein de mine Chaabet El-Hamra, la laverie Kharzet Youcef et pour nos essais de flottation ont été effectués au sein de laboratoire de Minéralurgie de département génie minier, afin de traiter le minerai polymétallique de la mine Chabbet El-Hamra pour augmenter la teneur de la blende. Et pour être rentable il faut produire mieux et plus pour atteindre les objectifs avec le meilleur rendement. Notre travail est subdivisé en quatre chapitres dans:

Le premier chapitre de ce mémoire est une synthèse sur les généralités de plomb et zinc, le zinc en tant que métal, son état naturel, ses propriétés, ses applications, métallurgie extractive de zinc et prix sur le marché bourse de Londres (prix fixe par LME). Pour le plomb on commence de donner une description générale, propriétés de métal, élaboration du plomb, utilisation et les dangers de plomb sur la santé et enfin une conclusion

Introduction générale

Le second chapitre décrira la mine Chaabet El-Hamra, on entame le chapitre pour l'hierarchique de groupe MANAL, en suite on passe à la mine Chaabet El-Hamra on décrire la localisation de gisement, géologie régionale, structure de gisement, la minéralisation et mode d'exploitation, pour la fin de chapitre on passe au procédé de traitement au niveau de la laverie Kharzet Youcef.

Dans le chapitre III nous présenterons les méthodes de valorisation, en citant deux procédés de séparation qui sont vraiment les plus primordiales : séparation par gravimétrie (méthode de milieu dense, nappe pelliculaire fluente et accélération différentiel) et méthode de flottation (enrichissement en premier lieu du minerai tout-venant par flottation, en détermina le choix et la quantité de réactifs de flottation, permettant d'aboutir à de bons résultats en matière d'extraction et de récupération des minéraux utiles).

En terminant avec le chapitre IV où on réalise nos essais de flottation une présentation des résultats et des discussions de ces résultats.

Enfin nous terminerons ce mémoire par une conclusion, où nous évoquerons les recommandations dans le but d'améliorer l'enrichissement du zinc.

CHAPITRE I : GENERALITES SUR Le Pb/Zn

I. Généralités sur le Pb/Zn

I.1 Généralités sur le zinc

I.1.1 Introduction

Les minerais sulfurés complexes représentent des associations des minéraux suivants :

- ✓ Chalcopyrite (CuFeS_2) avec une teneur en Cu de 34.5 % dans le minéral;
- ✓ Galène (PbS) avec une teneur en Pb de 86.6 %;
- ✓ Blende (ZnS) avec une teneur en Zn de 67 %;

Avec un reste constitué essentiellement de pyrite (FeS_2) ou de pyrrotine

Bien qu'ils représentent des réserves importantes, en matières premières minérales, ils posent de gros problèmes liés à leur minéralisation particulière, nécessitant des techniques concentrés métallifères.

Ces types de minerais sont exploités un peu partout dans le monde (Suède, Japon, Canada, Australie, Portugal, Algérie,...). Ils représentent d'importantes sources d'approvisionnement aussi bien pour le présent que pour l'avenir.

I.1.2 Description

Le zinc est un métal blanc, légèrement bleuâtre et brillant. Il est cassant à froid mais devient malléable et ductile entre 100 et 150°C. Dans un environnement humide, il se couvre d'une mince couche d'hydrocarbonate qui le patine et le protège contre l'oxydation.

Le mot zinc vient de l'allemand "*zinke*" qui signifie pointe en français. Même s'il ne représente que 0,012% de la croûte terrestre, il est présent dans l'eau, le sol et l'air; de plus il est une composante essentielle et indispensable du corps humain. Il semblerait avoir une action positive eu égard aux phénomènes de vieillissement et participer à la régulation de la glycémie. Les besoins quotidiens moyens d'un individu se situent entre 9 et 15mg selon qu'il s'agisse d'un enfant ou d'une personne adulte.

Le zinc est, dans la nature, habituellement associé à d'autres métaux tels que le cuivre et le plomb. Les gisements de zinc sont largement répartis autour du globe. Dans ceux où il apparait en grande quantité, la proportion des impuretés dans la roche est souvent importante. Le principal minerai est la *blende* (ou sphalérite) qui comprend comme impuretés du plomb, du cuivre, du manganèse, du calcium, du cobalt, de l'argent, etc. Les grandes exploitations se situent notamment, au Canada (Colombie britannique), aux Etats-Unis (Utah, Colorado, Idaho), au Pérou (Cerro de Pasco) et en Australie.

I.1.3 Origine et histoire

Des siècles avant d'être découvert sous sa forme "pure", le minerai de zinc était connu à l'état d'alliage avec le cuivre et l'étain. Il était également utilisé dans le soin des plaies ouvertes ou des douleurs oculaires. On retrouve des exemples de ces différents emplois sous le règne de l'empereur romain Augustus, qui régna de l'an vingt avant Jésus-Christ à l'an quarante après J.C.

Les premières expériences de fonte et d'extraction ont été réalisées en Chine et en Inde (1000 après JC). Toutefois, la connaissance moderne du zinc est attribuée au chimiste allemand du XVIIIème siècle : Andreas Marggraf, qui lui donna notamment son nom. Le premier procédé industriel fut inventé par le chimiste liégeois l'abbé Daniel Dony, à qui Napoléon 1er avait concédé la mine de Moresnet (dans la région de Namur), à charge pour lui de rechercher le moyen d'en extraire le minerai. La première usine de fusion de zinc à grande échelle dans le monde occidental a été construite à Bristol, en Angleterre, en 1743.

I.1.4 Propriétés du zinc

I.1.4.1 Propriétés physiques

Le zinc est un métal d'un blanc bleuâtre, à texture hexagonale et à cassure cristalline lamellaire. Il est cassant à la température ordinaire. Ses principales caractéristiques sont présentées dans le Tableau I.1. Le point d'ébullition à 907°C est la clef essentielle de l'obtention du zinc par distillation.

masse atomique	65.38
numéro atomique	30
Densité	7.14
point de fusion	419°C
point d'ébullition	907°C

Tableau I-1: Propriétés physiques du zinc (d'après Duchaussoy, 1965)

I.1.4.2 Propriétés mécaniques

Le zinc est malléable et peut être laminé entre 100 et 200°C. Il devient cassant à une température supérieure. Cependant, vers 50°C, il est relativement souple et peut être embouti ou étiré en fils. La densité du zinc s'élève par martelage ou laminage jusqu'à 7,25. Sa résistance à la traction pour la qualité ordinaire 97,75% est de 16 à 20 kg/mm² avec un allongement de 25 à 40%. Plus le métal est pur, moindre est sa résistance à la traction et l'allongement est plus élevé. Ainsi, pour le zinc à 99%, la résistance descend à 12 kg et l'allongement s'accroît jusqu'à 50%.

I.1.4.3 Propriétés chimiques

Le zinc est un métal divalent de la série magnésienne. Dans l'air sec, il est inaltérable et ne s'oxyde pas. A l'air humide, il se recouvre d'une mince couche d'hydrocarbonate de zinc qui préserve le reste du métal de l'oxydation. Ce sel est insoluble et protège le zinc.

Les acides minéraux attaquent presque tout le zinc. La vitesse de la réaction dépend de son degré de pureté, de la nature des impuretés qu'il contient et de l'état de sa surface. Les objets en zinc pur, à surface polie, résistent plus longtemps que ceux en zinc ordinaire à la corrosion par les acides. L'action des acides organiques est beaucoup plus faible. Le zinc est dissous par les bases fortes pour donner des zincates tels que $ZnONa_2O$ (Na_2ZnO_2). Les solutions de sels de métaux lourds (Pb, Cd, Cu) et précieux (Au, Ag) sont décomposées par le zinc. Cette action de précipitation le fait utiliser dans la métallurgie des métaux précieux. Il est employé également pour les dés argentation du plomb.

Le zinc est insensible à la plupart des substances organiques, les hydrocarbures, les éthers, les cires, les goudrons, les huiles lourdes, les essences de térébenthine, le tétrachlorure de carbone, le trichloréthylène, l'alcool pur à condition que ces produits soient exempts d'acidité et d'humidité. Dans ses rapports avec les matériaux de construction le zinc se corrode lentement au contact du plâtre maintenu à l'état humide. La corrosion peut être rapide si la pièce de zinc est reliée au plâtre par une pièce en fer ou en cuivre. Cette corrosion de nature électrochimique est due à un effet de pile.

Symbole chimique	Zn
Configuration électronique	[2,8,18]4s ²
Isotopes	60 à 73

Tableau I-2: Propriétés chimiques du zinc

I.1.5 Minéralogie

Le minerai principal est la blende (ZnS). On connaît aussi à l'état naturel la calamine ($ZnCO_3$), des silicates, l'oxygène mais rarement. Les principaux minéraux du zinc et leurs caractéristiques sont portés dans le tableau (I.3) :

Minéral	Formule	Teneur en Zn %	Densité en Kg/m ³
Blende (sphalérite)	ZnS	67.1	3500-4500
Smithsonite	$ZnCO_3$	59.5	3580-3800
Calamine	$Zn_4Si_2O_7(OH)H_2O$	54.2	3400-3500
Hydrozincate	$Zn_5CO_3OH_6$	59.5	3580-3800

Tableau I-3: Les principaux minéraux de zinc et leurs caractéristiques

I.1.6 Les différentes étapes de la production de zinc

L'extraction du zinc peut s'effectuer dans des mines à ciel ouvert ou dans des gisements en profondeur. Le choix du type d'exploitation découle de l'environnement, ainsi que des moyens financiers investis. Lorsque la décision d'exploiter une mine à ciel ouvert est prise, les mineurs creusent des trous à l'aide de forets pneumatiques manuels, dans lesquels ils vont placer les charges explosives. Les roches sont extraites, puis transportées jusqu'à une usine de transformation qui se trouve généralement sur le site même de l'exploitation. C'est à ce stade que commence la phase de concentration.

➤ Séparation des concentrés de zinc

A ce stade, le minerai est broyé afin d'obtenir de très fines particules qui vont être soumises à divers traitements chimiques, selon la nature du minerai. L'objectif est d'en retirer le maximum d'éléments étrangers et d'impuretés. Les différents concentrés présents dans la roche sont ensuite séparés par un procédé de flottation comme cela est le cas pour la famille des platinoïdes (platine et palladium). Cette technique est basée sur le fait que lorsqu'elles sont en suspension, les particules minérales recouvertes de certains produits chimiques s'agglutinent aux bulles d'air qui sont insufflées par le bas de la cellule de flottation et remontent en surface. Un dépôt mousseux se forme alors à la surface. Il sera récupéré et envoyé à travers plusieurs filtres. A la sortie de ce processus, on recueille plusieurs concentrés différents de zinc.

➤ Affinage

C'est certainement l'étape la plus importante du processus. Afin d'obtenir du métal brut, l'industrie métallurgique du zinc utilise deux procédés : l'hydro et la pyrométallurgie.

- L'extraction par voie humide (par électrolyse ou hydrométallurgie)

L'hydrométallurgie consiste à la production, la purification ou l'élimination de métaux ou de composés de métaux au moyen de réactions chimiques. Cette méthode est principalement utilisée dans le traitement des roches faisant apparaître une forte teneur en fer. Elle se déroule en quatre volets qui sont respectivement : le grillage, la lixiviation, la purification et l'électrolyse.

Le grillage :

Le grillage pourra transformer le sulfure de zinc en oxyde. Le dioxyde de soufre obtenu va permettre de donner de l'acide sulfurique qui entrera pour partie dans la fabrication d'agents fertilisants et pour l'autre continuera dans le processus vers l'étape suivante dite de lixiviation.

- ° Le dioxyde de soufre que l'on obtient grâce à ce procédé est transformé en acide sulfurique
- ° Le minerai de zinc, après grillage, est appelé calcine

-Lixiviation :

Au cours de la phase de lixiviation, la calcine produite précédemment va être attaquée à l'aide d'une solution diluée d'acide sulfurique (180 à 190 g/l). Cette opération s'effectue aux environs de 60°C et dure entre une et trois heures. A ce stade, il reste encore entre 10 à 25% de zinc insoluble qui va être récupéré grâce à une opération complémentaire.

-purification de la solution :

Après lixiviation, quelques éléments extérieurs sont encore présents dans la solution. Cette élimination va se faire grâce à de la poudre de zinc. La quantité de zinc à utiliser est fonction du pourcentage d'impuretés contenues dans la solution. Cette purification dure entre une et huit heures. A la fin du processus, les particules de zinc sont récupérées par filtrage.

-Électrolyse:

Une fois la solution purifiée, elle est versée dans des réservoirs d'électrolyse (cuves en ciment revêtue de PVC) constitués d'anodes en plomb et de cathodes en aluminium. Cette opération se déroule entre 30 et 40°C et va permettre au zinc de se déposer sur la cathode d'où il sera décollé par pelage (ou stripping) toutes les 24, 48 ou 72 heures selon le cas.

- ° La production par cellules qui contiennent jusqu'à 86 cathodes de 1,6 m², peut atteindre 3 t/jour.
- ° Le zinc obtenu est très pur (99,995 %). Il contient moins de 50 ppm d'impuretés, la principale étant le plomb.

Finalement, le zinc obtenu est fondu et moulé en plaques. C'est sous cette forme qu'il sera mis sur le marché industriel.

- L'extraction par voie sèche (appelée aussi par voie thermique, ou pyrométallurgique)

Cette réduction concerne en priorité, les concentrés riches en plomb et en autres impuretés métalliques valorisables. La pyrométallurgie est la technique traditionnelle d'extraction des métaux. Elle permet d'obtenir des métaux à partir de leurs minerais ou de leurs concentrés au moyen de la chaleur. Il s'agit notamment d'extraire le métal du minerai, d'éliminer la gangue du minerai et de purifier les métaux. Ce procédé est le premier apparu dans l'histoire. Cette opération s'effectue entre 950 et 1000°C. Le zinc obtenu par le biais de cette méthode contient entre 0,5 et 1,5% d'impuretés, principalement du plomb et du fer, plus rarement, du cadmium, de l'arsenic, de l'antimoine ou du cuivre. Pour obtenir un zinc d'une plus grande pureté

(environ 99,99%), il faut procéder à un raffinage par liquation dans un four à réverbère à sole ou/et par distillation fractionnée.

I.1.7 Utilisations du zinc et de ses composés

I.1.7.1 Protection de l'acier

C'est la principale utilisation du zinc. Elle absorbe environ 40 % de la production mondiale ; on ne connaît pas jusqu'à présent de matériau de substitution qui présenterait les mêmes avantages : température de fusion basse, bonnes propriétés électrochimiques, et bonne tenue à l'atmosphère.

Le domaine qui présente actuellement le plus fort développement est celui de la protection de la tôle, en particulier pour l'industrie automobile. Le dépôt de zinc à la surface de l'acier se fait le plus souvent en continu, soit par immersion dans le métal fondu, c'est la galvanisation soit par électrolyse, sur une ou deux faces. Ces procédés sont applicables aux objets finis, mais il faut penser également à trois autres possibilités : la métallisation qui est une projection au pistolet du métal fondu, la peinture à base de poussière de zinc (diamètre des particules de l'ordre d'une dizaine de micromètres), et la cémentation. Pour tous les cas, un traitement de surface préalable (décapage ou sablage) doit être soigneusement réalisé.

I.1.7.2 Couverture et accessoires de bâtiment Laminé

L'utilisation du zinc laminé dans le bâtiment (couvertures, bardages, évacuations d'eau pluviale) s'est tout particulièrement développée au monde où elle constitue, encore actuellement, une part de la consommation comparable à celle de la protection de l'acier. La remarquable tenue à l'atmosphère du zinc est à l'origine de cette application. Le zinc laminé plus ou moins allié a également quelques applications industrielles mais pour des tonnages marginaux [fusibles, photogravures (alliage Zn-Mg-Al), superplastiques (alliages Zn-Al)].

I.1.7.3 Moulage sous pression

C'est l'eutectique Zn-Al à 4 % d'aluminium – dit Zamak – qui est mis en œuvre pour la réalisation directe de pièces de formes complexes (industrie automobile). L'évolution de la conception des moules permet de réaliser des pièces très fines supportant la concurrence de matériaux tels que les matières plastiques.

I.1.7.4 Stockage d'énergie. Réducteur

Même si les tonnages correspondants sont relativement modestes (de l'ordre de 250 000 t/an), il s'agit d'une utilisation pour laquelle les propriétés du zinc constituent un remarquable compromis. En ce qui concerne les générateurs primaires, le zinc est l'élément actif des piles Leclanché et des piles alcalines de développement plus récent. Dans le premier cas, le zinc constitue aussi le contenant (godet), dans le second il est sous forme de poudre (50 à 400 μm) en suspension dans l'électrolyte.

Dans les générateurs secondaires (accumulateurs), la formation de dendrites sur le dépôt de zinc au cours des charges et décharges successives a longtemps constitué l'inconvénient majeur. La maîtrise en est annoncée dans de nombreux brevets. On est peut-être à la veille d'un développement de l'accumulateur Zn/Ni sur la voiture électrique.

L'utilisation de poudre de zinc comme réducteur s'appuie aussi sur la position de cet élément dans l'échelle du potentiel électro-chimique. Citons son emploi dans l'hydrométallurgie du zinc et l'industrie chimique, par exemple pour la production d'hydrosulfite.

I.1.7.5 Laiton

Cet alliage à base de cuivre (teneur 60 à 70 %) doit être cité car il consomme encore des quantités importantes de zinc.

I.1.7.6 Sels de zinc

Ils constituent une plage économique relativement à part, en ce sens que, hormis le sulfate qui dérive directement de l'hydrométallurgie du zinc, les sels de zinc sont pour la plupart rattachés à l'oxyde dont la production est bien souvent assurée à partir du zinc recyclé (dit zinc de seconde fusion). Les applications et les sels mis en œuvre sont extrêmement variés, aussi nous contenterons-nous ici de reprendre les grands secteurs technico-économiques ou les types de produits concernés.

— **Caoutchouc** : on considère généralement que l'oxyde de zinc ainsi que le stéarate de zinc activent les accélérateurs organiques qui interviennent lors de la vulcanisation du caoutchouc. ZnO peut également en améliorer la conductivité thermique. L'industrie du pneumatique absorbe ainsi près de 50 % de l'oxyde de zinc produit.

— **Peinture** : l'oxyde intervient comme pigment réactif ou fongicide, le chromate ou le phosphate de zinc en substitution dans les peintures anti-rouille. Le naphthénate de zinc est un siccatif doux et le tétrahydroxychromate de zinc entre dans certains washprimers comme agent de passivation

— **Plastiques** : l'oxyde de zinc améliore leur tenue aux rayons ultraviolets (polyéthylène, polypropylène). Le borate de zinc joue le rôle de retardateur de flamme.

— **Agriculture** : des composés de zinc, oxyde, sulfate ou chélates, sont ajoutés aux engrais en fonction de la nature du sol et tout particulièrement pour certaines cultures (maïs). Oxyde et sulfate de zinc sont le plus couramment ajoutés dans l'alimentation animale.

— **Reprographie** : cette application, qui s'est développée entre les années 65 et 80 et a représenté jusqu'à 15 % de la consommation d'oxyde de zinc, disparaît actuellement.

— **Céramique, verrerie, émaux** : l'oxyde de zinc apporte aux verres des qualités particulières : bon coefficient de dilatation, indice de réfraction et élastique.

I.1.8 Production mondiale

Le zinc est le quatrième métal produit au monde après le fer, l'aluminium et le cuivre. Il est exploité dans plus de 50 pays à travers le monde. Cependant, les cinq premiers pays producteurs (Chine, Australie, Pérou, Canada et Etats-Unis) comptent pour environ 65% de la production mondiale. Le zinc sous forme de minerai représentant près de 50% de l'offre mondiale totale. En ce qui concerne les Etats-Unis par exemple, les deux tiers du zinc produit le sont à partir du minerai alors qu'un tiers provient du recyclage des résidus et des déchets. La progression de l'offre de zinc est encouragée entre autres, par les débouchés potentiels et la forte croissance du secteur de la construction dans les pays industrialisés depuis les années 1970.

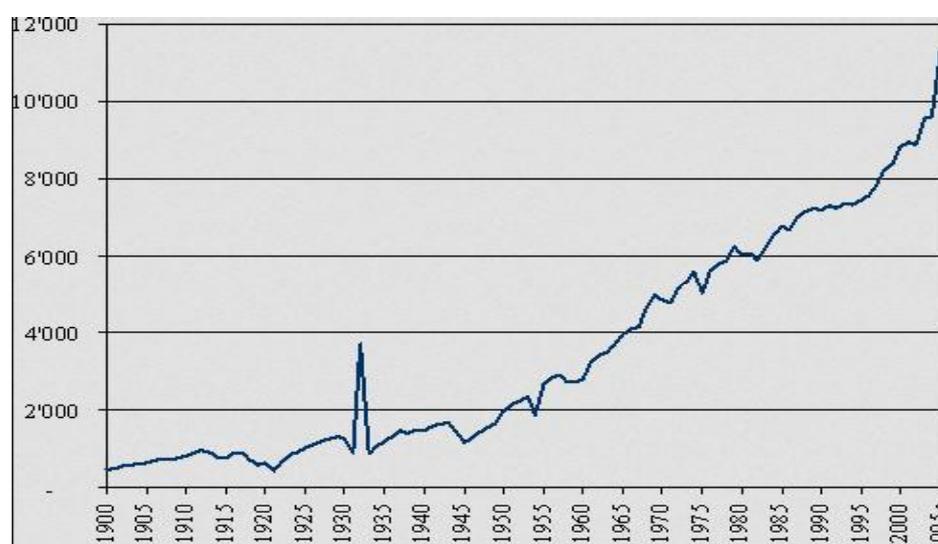


Figure I:1 : Production mondiale de zinc en milliers de tonnes sur le période (1900-2005)
Source : US geological survey (<http://www.usgs.gov>)

Production nationale

L'Algérie comporte essentiellement des gisements polymétallique (Zn, Pb, Cd), de type sulfure rarement oxyde. Il existe deux laveries (El Abed et Kharzet Youcef) produisant du Zn, cd, métal et de l'acide sulfurique. Cependant les besoins annuels en alimentation de concentré de zinc de cette usine métallurgique s'élèvent à 80,000 tonnes, mais l'usine de Kharzet Youcef est à l'arrêt de puis 1990, suit à une inondation de la mine. Néanmoins le gisement de Chaabet El-Hamra situé à proximité doit en quelque sorte palier à ce problème et permettre la réouverture de la laverie. Signalons que la production nationale en concentré de zinc permet un approvisionnement de l'ordre de 8 à 10% des besoins de l'usine de Ghazaouet, le reste étant importé. L'exploitation d'une part du gisement de Chaâbet El Hamra dans l'immédiat, puis du gisement d'Oued Amizour devrait en quelques sorte être en mesure de satisfaire nos besoin.

I.1.9 Consommation mondiale

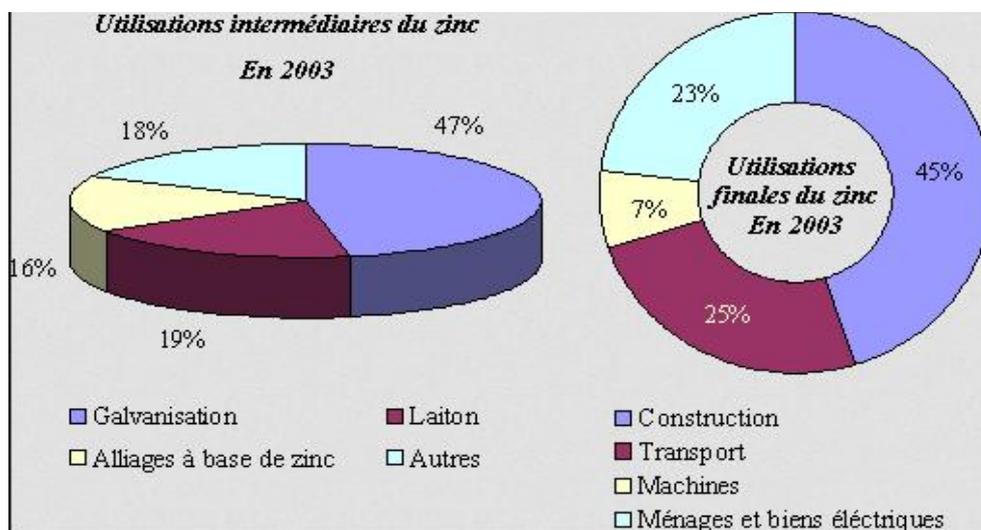


Figure1:2 : Utilisation intermédiaires du zinc

Source : Secrétariat de la CNUCED d’après les données statistiques de l’Association internationale du zinc

Les différents débouchés du zinc et la forte croissance du secteur de la construction ont favorisé une croissance de la consommation de ce produit. La principale exception étant l’Europe centrale et orientale, plus petite consommatrice d’aciers galvanisés.

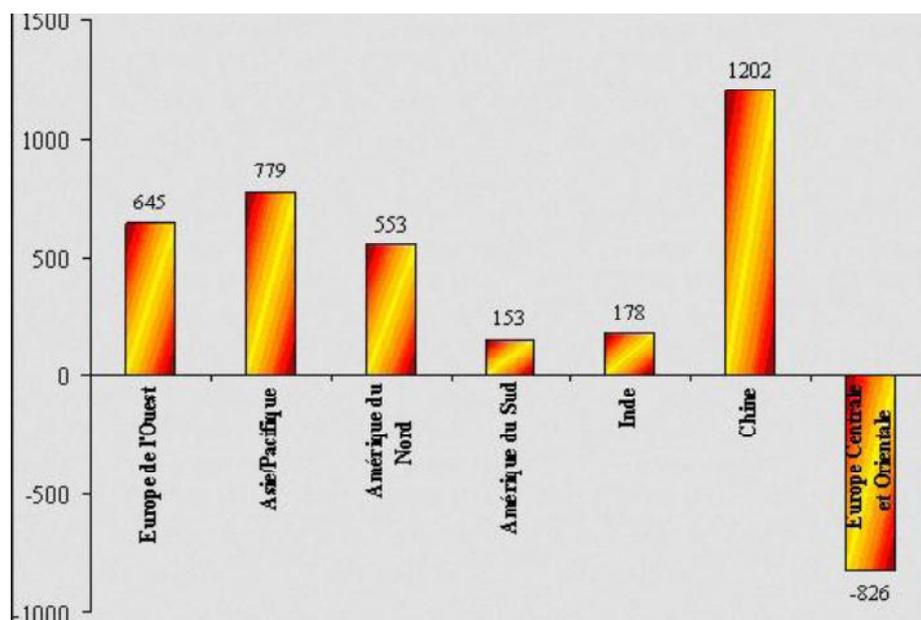
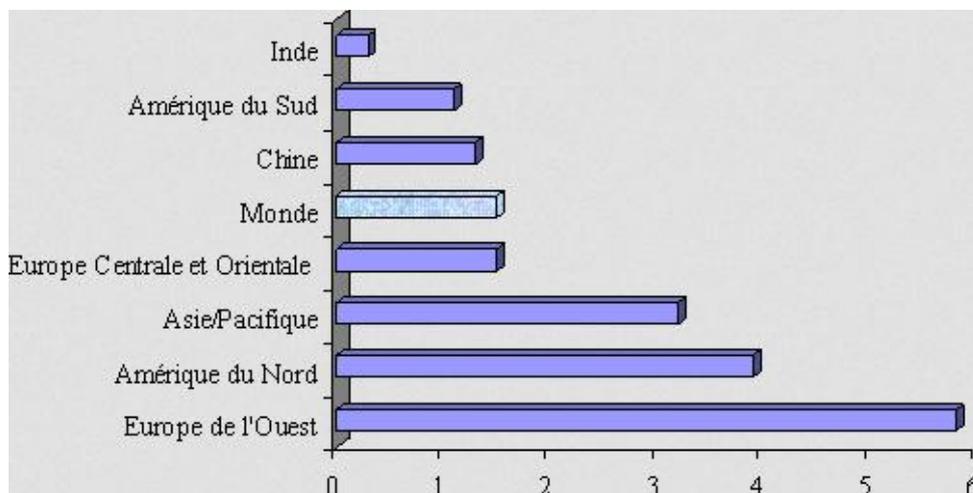


Figure I:3 : Evolutions par grandes zones géographiques des habitudes de consommation Différence sur vingt ans (1981-2001 en milliers de tonnes)

Source : Secrétariat de la CNUCED d'après les données statistiques de l'Association internationale du zinc et du Groupe d'étude international sur le plomb et le zinc



FigureI:4:Consommation de zinc en kilogrammes par habitant au début des années 2000

Source : Secrétariat de la CNUCED d'après les données statistiques de l'Association internationale du zinc

La consommation de zinc représentait 500'000 tonnes de métal au début du XXème siècle. La demande de zinc pour les alliages de laiton et de bronze n'a quasiment pas progressé entre 1991 et 2001. Celle de zinc pour la galvanisation (premier débouché du zinc avec 47% de la consommation mondiale) est quant à elle passée d'environ 2,5 millions de tonnes consommées en 1991 à environ 3,3 millions en 2001. Le zinc est considéré comme un métal d'avenir et la demande le concernant devrait continuer à progresser dans les années à venir. D'après les prévisions du Secrétariat la consommation de zinc devrait dépasser la barre des 10 millions de tonnes sur l'année 2004.

I.1.10 Prix

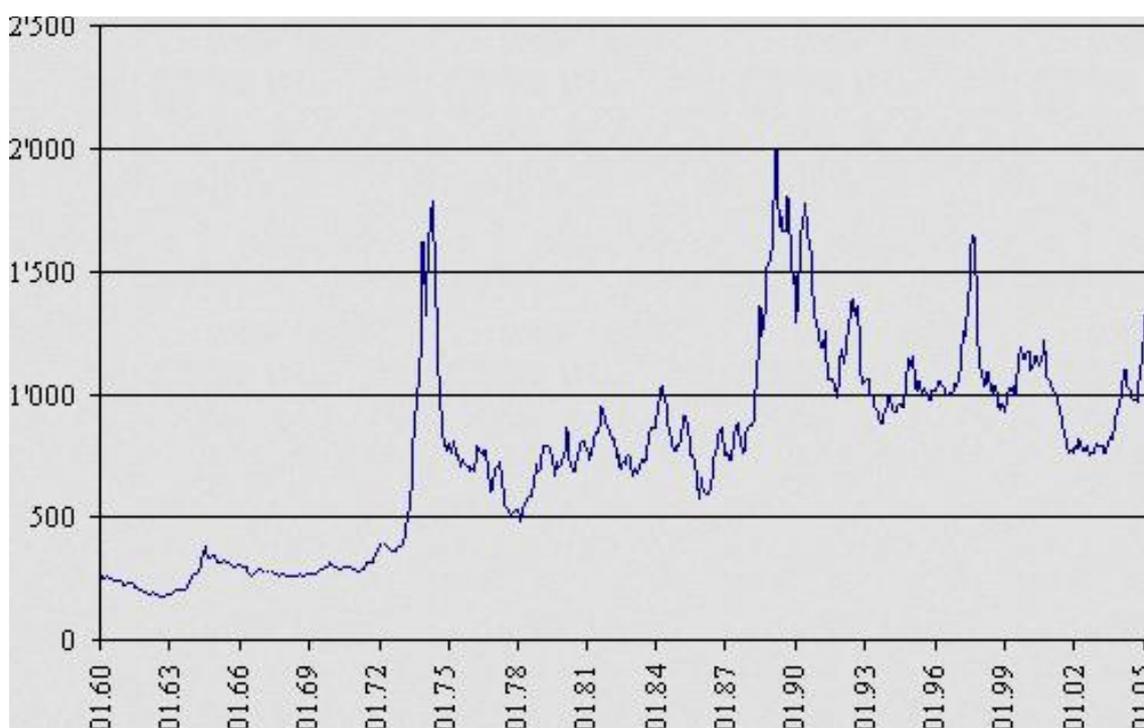
Dans le processus de formation des prix, les cours négociés et cotés par les principaux marchés à terme (et plate-forme électroniques) constituent un facteur important à plusieurs titres. Premièrement, ils tendent à améliorer la transparence des marchés. Deuxièmement, ils permettent aux opérateurs qui le désirent de se couvrir par rapport à leurs positions physiques. Finalement, ces prix, et en particulier les cotations du LME (London Metal Exchange), sont utilisés en référence dans des formules retenues par les principaux acteurs de la filière. En effet, la commercialisation du zinc est souvent basée sur des contrats à moyen-long terme qui assurent l'approvisionnement et les débouchés de ce produit. Cependant, étant donné l'instabilité des cours, il est relativement risqué d'arrêter des prix fermes à la signature de ces contrats. Il est donc courant de fixer à l'avance les volumes à échanger et les dates des

transactions, tout en déterminant la valeur future en référence aux développements des prix sur le LME. La formule en question peut, par exemple, être fonction de la moyenne mensuelle des prix LME en référence au mois ou au trimestre avant livraison (à ce sujet vous pouvez consulter :Metalspricerisk management - a manual, UNCTAD/COM/Misc. 101, CNUCED, 1996).

- **Evolution des prix :**

Au cours des 40 dernières années, les cours du zinc ont, en moyenne, dépassé les 1360 dollars la tonne. Cependant si les données aberrantes (que sont les pics) sont exclues, le prix médian se situe aux alentours de 1230 dollars la tonne.

A prix courant, les cours ont perdu 17% en 2000 par rapport à la moyenne historique (1960-2000) et 8% par rapport à la médiane calculée sur la même période. En terme constant (2000 pour base), les prix ont été divisés par plus de trois entre le milieu des années 1970 et le début du nouveau millénaire.



FigureI:5 : Prix en moyenne annuelle du zinc (qualité : specialhigh grade) sur le London Metal Exchange, au comptant pour la période janvier 1960 à mars 2005 en US\$ la tonne

Source : CNUCED, bulletin mensuel des prix des produits de base,

Le développement à long terme des prix du zinc illustre, à l'instar de la plupart des produits primaires, la problématique des cycles intra-annuels. En effet, la périodicité de ces derniers est influencée par un certain nombre de facteurs endogènes tels que l'évolution des

fondamentaux (croissance de l'offre, niveau des stocks, croissance des secteurs automobiles et du bâtiment, etc.). D'un point de vue empirique, l'une des possibilités de mesurer ces cycles est basée sur un système considérant les phases d'expansion, de dépression et les "points pivots". Dans ce cadre nous pouvons citer l'étude de W.C. Labys, J B Lesourd et D Badillo sur "the existence of metalprice cycles" dont le tableau ci-dessous évalue les durées des différentes étapes du cycle en mois :

Phase d'expansion					Phase de dépression					Cycle complet (expansion + dépression)				
nb.	min	max	moy	ampl	nb.	Min	max	moy	Ampl	nb.	min	max	moy	ampl
7	6	64	19.7	0.66	8	11	32	28.8	0.67	15	6	64	48.5	0.69

Tableau I-4: Caractéristiques de la période des cycles de prix du zinc

Source : "The existence of metalprice cycles", Labys, Lesourd et Badillo, 1998
 Légende nb. Pour le nombre de cycles étudiés, min. pour la durée minimum en mois, max. pour la durée maximum en mois, moy pour la durée moyenne en mois, ampl. Pour l'amplitude mesurée par rapport à la tendance calculée sur la période étudiée.

L'instabilité à court terme des prix du zinc est très forte : les cours passant par exemple de 1224.4 dollars en septembre 2000 à 798.5 une année plus tard. Outre les variables endogènes susmentionnées, un grand nombre de facteurs exogènes influencent ce développement au niveau de l'offre : ce peut être le cas d'une interruption du processus de production (comme par exemple au Canada ou en Turquie) ou de celui du raffinage (l'incendie dans une raffinerie du groupe australien Pasminco étant une bonne illustration de ce phénomène). Malgré ces événements, à l'inverse de la demande, l'offre de zinc est relativement inélastique à court terme. Toute chose étant égale par ailleurs, l'un des principaux facteurs influençant la fluctuation des prix à court terme réside dans le niveau des stocks. Pour le zinc, quatre catégories de stocks existent. Il s'agit de ceux détenus par:

- les producteurs;
- les consommateurs;
- les marchands;
- les bourses de produits.

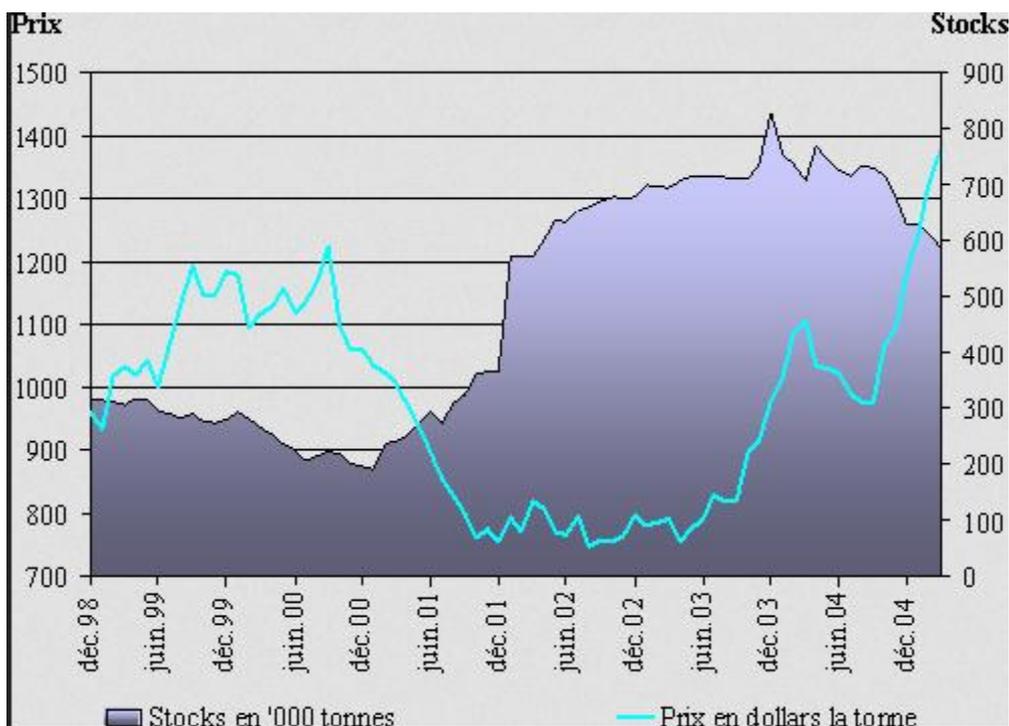


Figure I.6 : Evolution historique des prix et des stocks auprès du LME entre décembre 1998 et mars 2005

Source : Secrétariat de la CNUCED d'après les données statistiques du London Metal Exchange et du bulletin mensuel des produits de base

Depuis le début des années 1990, les stocks du LME ont été ceux qui ont enregistré les plus grandes variations. Il est donc logique de mettre en relation un proxy des changements du niveau des stocks avec le développement des prix à court terme. Malgré cette relation, il serait très risqué de s'aventurer à supputer du futur développement des cours uniquement par l'analyse des stocks. Il suffit de considérer des événements majeurs telle l'entrée de la Chine à l'OMC et l'intérêt des principales compagnies automobiles à investir dans ce pays (et à potentiellement produire davantage de batteries plomb / zinc) pour prendre l'exacte mesure des incertitudes du marché.

I.2 Généralités sur le plomb

I.2.1 Historique

Le plomb est l'un des premiers métaux utilisés par l'humanité. Ses propriétés physiques et chimiques, sa malléabilité et sa résistance à la corrosion étaient déjà connues dans les civilisations les plus anciennes.

Les Sumériens, Égyptiens, Grecs, ou encore Romains savaient l'extraire. Ils l'utilisaient pour les canalisations d'eau, colorer et émailler des céramiques, lester des hameçons, sceller des amphores, ou produire des objets usuels (de 4000 à 2000 ans avant notre ère).

I.2.2 Description

Le plomb un élément chimique métallique dense et ductile, d'un gris bleuâtre, de symbole Pb et de numéro atomique 82. Le plomb fait partie du groupe 14 du tableau périodique des éléments. Largement répandu à la surface du globe, le plomb constitue près de 0,014 % en masse de la croûte terrestre. Il est généralement associé au zinc dans le minerai appelé galène. Dans la nature, on trouve le plomb sous huit formes isotopiques, dont quatre sont radioactives. Trois isotopes stables du plomb, le plomb206, le plomb207 et le plomb208, sont respectivement les derniers éléments de la chaîne radioactive de l'uranium, de l'actinium et du thorium. Le plomb204, stable, n'a pas de précurseur radioactif naturel.

I.2.3 Propriétés du métal

Densité	À 20°C = 11,3415 g/cm ³ À 400°C = 10,85 g/cm ³
Point de fusion	327,43°C
Point d'ébullition	1613°C
Conductivité thermique	À 18°C: $\lambda=0,084 \text{ cal/cm.s.}^\circ\text{C}$
Résistivité électrique	À 18°C = $19 \times 10^{-6} \Omega \cdot \text{cm}$

Tableau I-5: Les propriétés du plomb

❖ Autres propriétés :

- ✓ Le plomb métallique est mou, malléable et ductile : on le met facilement en forme lorsqu'il est chauffé à température modérée.
- ✓ Il présente une faible résistance à la traction et il est mauvais conducteur d'électricité.
- ✓ Il peut être facilement laminé.
- ✓ La présence d'impuretés telles que As (arsenic), Cu augmente sa Dureté.
- ✓ Il a une bonne résistance à la corrosion atmosphérique et à l'attaque par de nombreux acides.

I.2.4 Elaboration du plomb

❖ Minerais :

Le plomb est dispersé dans l'écorce terrestre sous forme d'environ 170 espèces minéralogiques différentes dont les principales sont:

- **Galène:** Sulfure de plomb PbS. Dans les minerais purs, elle se présente souvent sous forme de gros cristaux friables. La composition de ces cristaux s'approche beaucoup de la composition stœchiométrique idéale : Pb86,6 % - S 13,4 %.
- **Cérusite:** Carbonate neutre et anhydre (PbCO₃). Elle est souvent associée à la smithsonite (ZnCO₃) et à la sidérose (FeCO₃).

❖ Autres minerais

Parmi les nombreuses autres formes minéralogiques, on peut citer :

- la *pyromorphite* : chlorophosphate de plomb ;
- l'*anglésite* : sulfate de plomb (PbSO₄) ;
- la *crocoïte* : PbCrO₄ ;
- la *wulfénite* : PbMoO₄ ;
- la *vanadinite* : Pb (PbCl₂) (VO₄) ;

❖ Minéralurgie

Effectuée sur les lieux d'extraction, dans des laveries. La concentration a lieu par gravimétrie après broyage grossier c'est-à-dire de dimension supérieur à 200µm ou par flottation après broyage plus fin autrement dit de dimension inférieur à 200µm. On obtient des concentrés de teneurs comprises entre 60 et 80 % de plomb, sous forme de PbS

I.2.5 Utilisation du plomb

Le plomb est utilisé souvent en :

- Conduite de l'eau potable;
- Protection contre les radiations;
- Les accumulateurs électriques (batteries).

- **Répartition de la consommation du plomb en 2008, dans le monde**

Utilisation	Répartition (%)
Accumulateurs au plomb	80
Usages chimiques	5
Demi-produits	9
Revêtements de câbles	1
Alliages	2
Autres	3

Tableau I-6: Répartition de la consommation en 2008, dans le monde

I.2.6 Les dangers de plomb sur la santé

Empoisonnement et toxicité:

- Le plomb introduit dans le corps sous quelque forme que ce soit est très toxique;
- L'empoisonnement se manifeste par l'anémie, la faiblesse, la constipation, la colique et la paralysie, en particulier des poignets et des chevilles;
- Polluant de l'air (carburant essence-plomb);
- Vu que aussi ses dangers on cite aussi qu'il est interdit maintenant de l'utiliser dans les peintures et les pigments pour la décoration des céramiques et des jouets pour enfants.

I.2.7 Conclusion

Le plomb sous forme de métal a été employé depuis l'antiquité en raison de sa grande malléabilité et ductilité. Aujourd'hui dans le monde occidental son utilisation dans le domaine de l'automobile représente une très grande importance (les batteries électriques). Mais il reste un élément :

- ✓ très dangereux pour la santé vue que sa toxicité;
- ✓ Polluant pour l'environnement.

- Propriétés comparées entre le plomb et le zinc

Propriétés	Plomb	Zinc
Aspect	Gris bleuté	Blanc
Structure cristalline	Cubique à faces centrées	Hexagonal compact
Masse atomique	207.2	65.38
Nombre atomique	82	30
Température de fusion (°C)	327.42	419.5
Température d'ébullition (°C)	1740 ±10	907
Masse volumique à 20 °C (Kg/m ³)	11350	1733

Tableau I-7: Propriétés comparées du plomb et du zinc

**CHAPITRE II : PRESENTATION DE MINE DE
CHAABET EL-HAMRA**

II. PRESENTATION DE MINE DE CHAABET EL-HAMRA**II.1 Présentation du groupe MANAL**

L'activité minière joue un rôle essentiel dans le développement futur, et en particulier pour l'amélioration et le maintien des niveaux de vie dans le monde entier.

Le nouveau groupe industriel minier dénommé "Manadjim El Djazaïr" vient d'être créé (Décret n° 11-85 du 16/02/2011). Destiné à remplacer l'ex. SGP SOMINES. Ce groupe industriel doté d'un capital social de 5 milliards de dinars détenu par l'Etat imprescriptible et inaliénable, se verra transférer les actifs des cinq entreprises publiques activant actuellement dans le domaine minier.

Il s'agit des actifs des groupes publics FERPHOS, L'ENOF, L'ENASEL, L'ENAMARBRE, L'ENG, relevant du portefeuille de l'ex. SGP SOMINES. Les entreprises AGENOR et ORGM ont par la suite intégré le Groupe Industriel.

Son objet, tant en Algérie qu'à l'étranger est de développer l'exploration du domaine minier national en vue de mettre en évidence de nouvelles ressources minérales, élaborer et mettre en œuvre une stratégie de développement de la société, rechercher, développer et exploiter les ressources minérales à l'exclusion des hydrocarbures, développer et exploiter les mines, les carrières et tout autre type d'activité minière, procéder à toute opération de transformation et de valorisation des produits miniers. En outre, l'objectif du groupe est de distribuer et commercialiser les produits extraits des exploitations minières et ou provenant de leurs transformations, valoriser seul ou en partenariat les ressources minières de son portefeuille, et détenir, acquérir et gérer toute action ou prise de participation ainsi que la réalisation de toute opération financière en rapport avec son objet social.

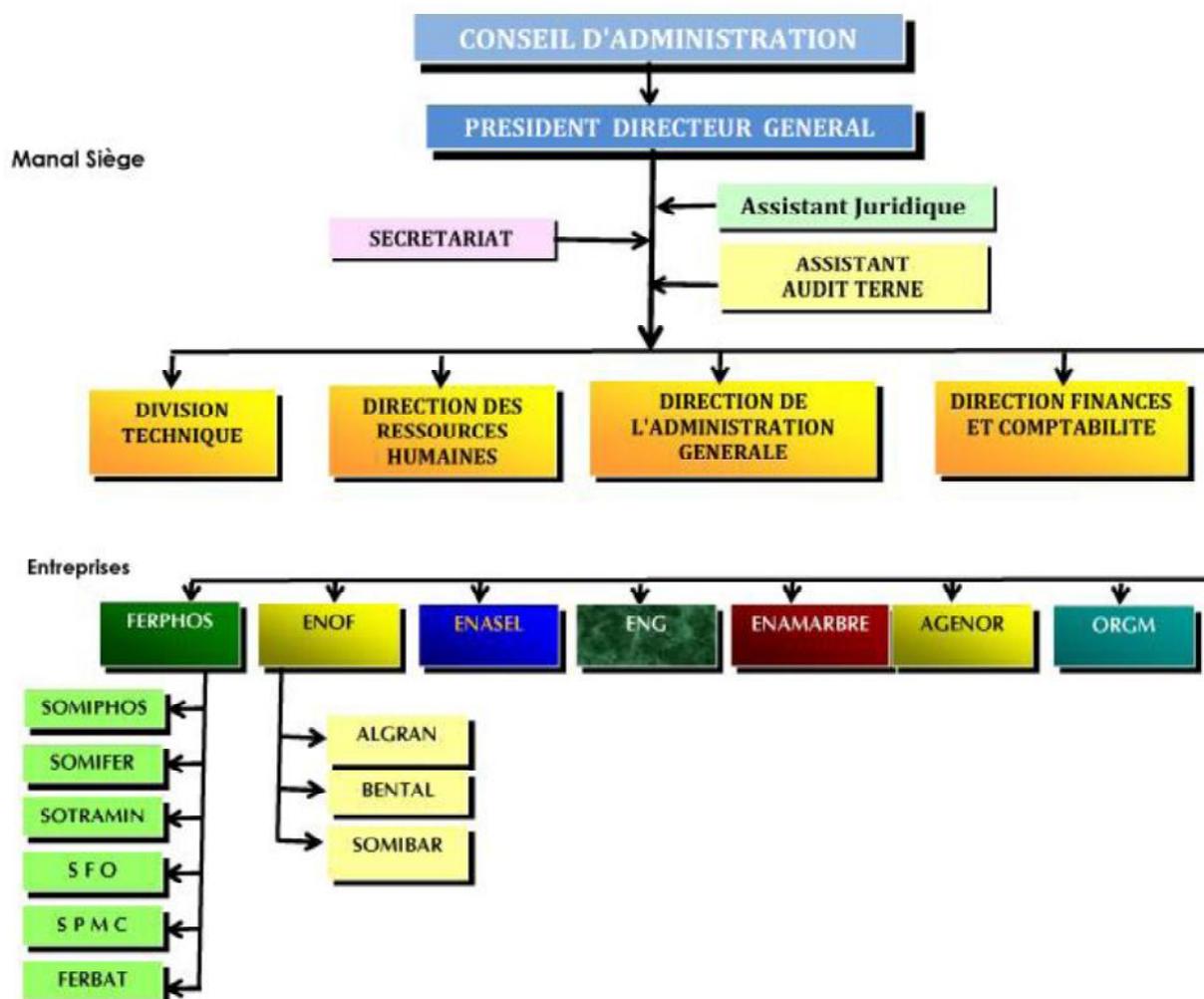


Figure II:1 : Schéma représentatif du groupe MANAL

Plus généralement, il s'agit de réaliser toute opération industrielle, commerciale, financière, mobilière ou immobilière se rattachant à son objet social et de nature à favoriser son développement.

II.1.1 Présentation du groupe ENOF :

Issue de la restructuration organique de la SONAREM, l'Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles (ENOF) a été créée par décret N°83-442 du 16/07/83 avec un patrimoine minier de 18 unités produisant une gamme variée de minerais. Il s'agit d'une société par actions, au capital social de 4,5 milliards de DA, avec un effectif de 2026 agents, dont le siège social est à El Harrach, Alger. Devant la diversification

des produits miniers et dans un objectif de développement de la société, ENOF a subi une deuxième restructuration en 2001 avec la création de 6 filiales :

- SOMIBAR avec 3 unités de Baryte;
- ALGRAN avec 10 unités d'agrégats;
- BENTAL avec 2 unités de bentonite et de terres décolorantes;
- DIATAL avec une seule unité de Kieselguhr (diatomites);
- SOALKA avec deux unités de Kaolin avec 30% d'actions;
- SOFELD (société d'étude Du Feldspath de Ain Barbar);
- Groupe de Non ferreux : constitué aujourd'hui par la mine de Kherzet Youcef.

II.1.2 Mine de Chaabet El-Hamra

Historique :

Le gisement de Chaabet El-Hamra est connu depuis longtemps, il a fait l'objet d'exploitation des affleurements de calamines (Oxydés) de 1910 à 1920 et de 1936 à 1941. Au lendemain de la nationalisation des mines en 1966, le gisement de Chaabet El-Hamra a fait l'objet de premiers travaux de prospection géologique, de 1967 à 1988, suivis ensuite de travaux d'évaluation par sondages à maille régulière de 50 x 100 et de 100 x 100m, de 1989 à 1991.

En 1991, à la suite de la catastrophe du « coup d'eau » survenu le 02 juin 1990 à la mine de Kherzet Youcef, et ayant coûté la vie à 19 mineurs, l'ENOF a élaboré une étude pour l'ouverture du gisement.

Les travaux miniers ont démarré en janvier 1992 et les ouvrages d'accès ont été achevés en avril 1994. La mine de Chaabet El-Hamra a démarré l'extraction du tout-venant en avril 1994.

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

II.1.2.1 Localisation géographique du gisement de Chaabet El-Hamra et conditions climatiques :

Le gisement de Chaabet El-Hamra est situé à vol d'oiseau, à environ 250 km au Sud-Est d'Alger et à 50 km au Sud de Sétif, dans la région de Chouf-Bouarket à 4,5 km d'Ain-Azel et à 12 km au Sud-Est du complexe minier de Kherzet Youssef (Fig. II.2).

Les coordonnées géographiques du point central sont : 35°45'N et 5°30'E. L'altitude du site varie de 950 à 1200 mètres ; Le climat de la région est semi-aride, froid en hiver et

chaud en été. Les précipitations annuelles moyennes sont de 322 mm et dépassent rarement les 500 mm. La température moyenne annuelle est de 15 °C.



Figure II:2 : Situation géographique de la mine de Chaabet El-Hamra

Contexte géologique du gisement

- **Contexte géologique régional**

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

- **Stratigraphie des monts du Hodna**

La stratigraphie du massif de Hodna se caractérise par des séries sédimentaires définies du Trias au Quaternaire (Glaçon, 1967 ; Guiraud, 1990) (Fig. II.3) :

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

- **Le Jurassique** affleure sur des surfaces importantes à l'Est d'Ain Azel. Il comprend le Jurassique inférieur-moyen (Lias-Dogger) et le Jurassique supérieur. Le Lias-Dogger constitue l'ossature calcaro-dolomitique de plusieurs chaînes des Monts du

Hodna. Le Jurassique supérieur est constitué de trois groupes : (1) un groupe grés-argileux, très réduit dans les Monts du Hodna, (2) un groupe marno-calcaire peu fossilifère et (3) un groupe carbonaté supérieur, très riche en fossiles, qui correspond au Portlandien et comprendrait une partie du Crétacé inférieur (Berriasien).

- **Le Crétacé inférieur**, affleure largement dans la région. Il comprend, de la base vers le sommet : (1) une formation marno-silto-**gréseuse**, d'âge Berriasien supérieur et Valanginien ; (2) une formation dolomitico-gréseuse d'âge Hauterivien ; (3) une formation argilo-calcaire-gréseuse d'âge Barrémien et Aptien inférieur ; (4) une formation calcaire-marneuse à Orbitolines d'âge Aptien ; et (5) une formation calcaire-marno-gréseuse d'âge Albien.

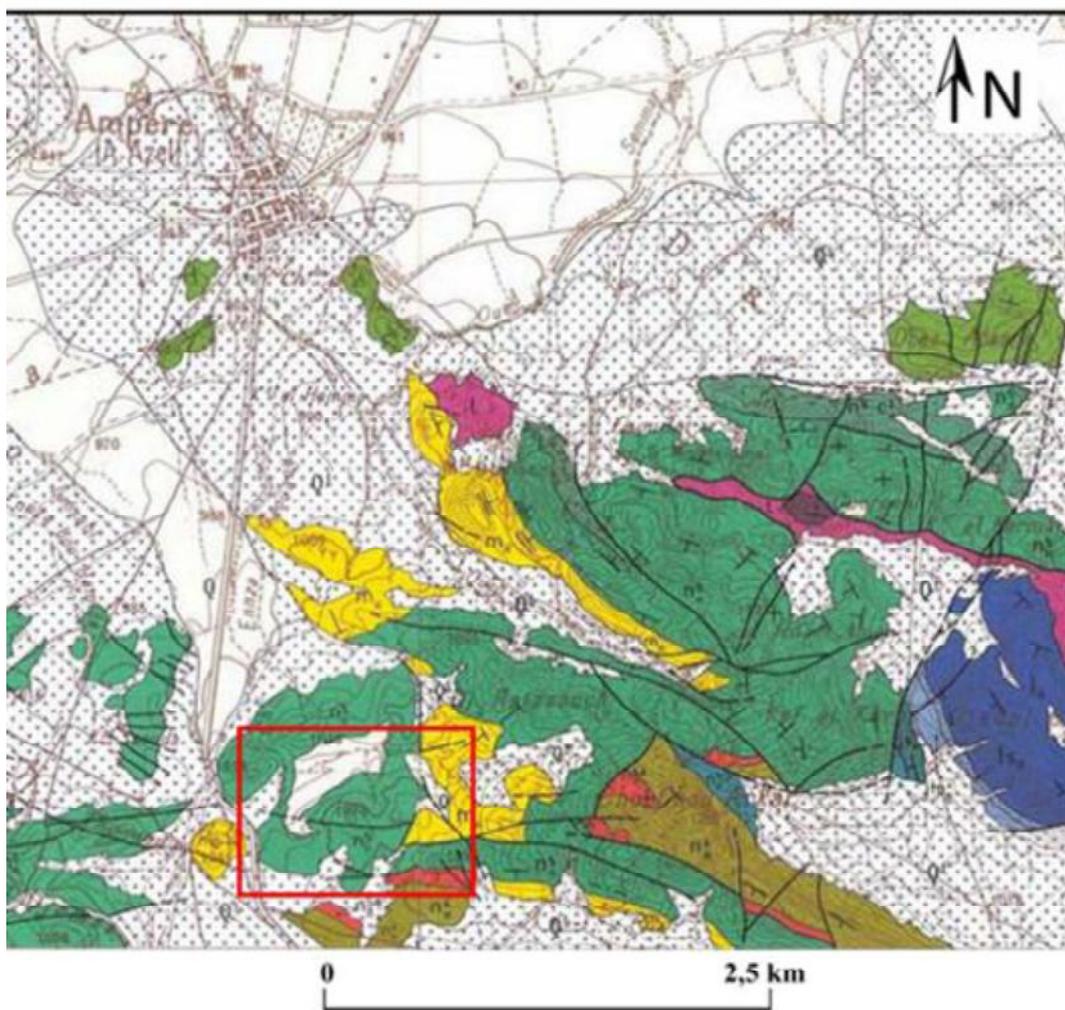
- **Le Crétacé supérieur**, est constitué de la succession lithostratigraphique suivante : (1) des marnes et des marno-calcaires du Cénomaniens inférieur et moyen, qui se termine par des couches très fossilifères ; (2) des calcaires et dolomies du Cénomaniens supérieur et du Turonien basal, à la base et au sommet desquels s'observent des couches à silex ; (3) des marnes et marno-calcaires à Globotruncanahelvetica (Turonien inférieur à moyen) ; (4) des marnes à Rudistes du Turonien supérieur ; (5) des marnes et marno-calcaires du Sénonien avec intercalation de calcaires à Inocérames ; (6) des calcaires à Laffittéines du Maestrichtien.

-**L'Eocène** est représenté par des faciès calcaires ou marno-calcaires à silex se terminant par des séries lagunaires ou parfois continentales (argilites rouges et poudingues).

- **Le Miocène**, représenté le plus souvent de formations continentales et lagunaires, est composé de conglomérats, grés, marnes et argiles rouges.

- **Le Pliocène**, généralement concordant sur le Miocène, est constitué de formations détritiques, marneuses et conglomératiques.

- **Le Quaternaire** est composé de formations continentales peu épaisses.



Carte géologique des environs de la mine de Chaabet El-Hamra
(D'après Carte géologique au 1/50.000 d'Ain Azel, Sonatrach, 1977)

Localisation du gisement de Chaabet El-Hamra

<p>A Alluvions récentes ou actuelles.</p> <p>Q³ Glacia polygéniques rattachés aux reliefs.</p> <p>m₀ Miocène : conglomérats, marnes à Huîtres et calcaires gréseux.</p> <p>c₁¹ Cénomanién supérieur et Turonien : dolomies et calcaires à silex ou à Miliolides.</p> <p>n₃¹ Aptien : calcaires à Orbitolines, dolomies.</p> <p>n₂¹ Aptien à dominante marneuse.</p> <p>n₁¹ Barrémien : dolomies, calcaires et grès.</p>	<p>n₁² Néocomien : grès, pèlites, marnes à Ammonites et Brachiopodes.</p> <p>j₁ Jurassique supérieur : calcaires fins à Saccocornidés, biomérites à Calpionelles et à Pygopes.</p> <p>j_m Jurassique moyen : calcaires varicolores à Bélemnites.</p> <p>l₁ Lias supérieur marneux à Ammonites.</p> <p>l₂ Lias carbonaté massif.</p> <p>t Trias : marnes bariolées à gypses bréchiques, glaçons calcaire-dolomitiques (dL) et ophites (u).</p>
----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------

Figure II:3 Carte géologique des environs de la mine de chaabet El-Hamra (D'après carte géologique au 1/50000 d'Ain azel. Sonatrach. 1977)

- **Stratigraphie du gisement**

Elle est caractérisée principalement par les dépôts du Crétacé, dont le l'Hauterivien présente le plus grand intérêt, car il contient la minéralisation (Meftah, 2002) (Fig. 1.3).

- **Valanginien (n2)**

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

- **Hauterivien (n3)**

La minéralisation zincifère d'intérêt industriel est localisée dans la partie inférieure du Hauterivien, dont la puissance varie de 100 à 150 m. Cet étage est subdivisée en deux (2) niveaux :

- **Hauterivien inférieur (n31)** : Ce niveau, d'une puissance totale variant de 70 à 120 m, est à son tour divisé en trois termes :

- ✓ **n31a** : composé de dolomies grises massives, à grains fins, parfois gréseuses, souvent à petites inclusions et nodules, de couleur blanchâtre, et parfois de calcarénites noires dans la partie supérieur de 2 à 5 m du toit ; ce terme est discontinu et son épaisseur est de 1 à 2 m.

- ✓ **n31b** : représenté par une superposition, de bas en haut, de marnes gris-verdâtres (0,5 à 2 m), d'aleurites gris-brun (2 à 5 m), de dolomies grises (2 à 10 m), de dolomies gréseuses (3 à 8 m) et de marnes bariolées (5 à 10 m).

- ✓ **n31c** : également caractérisé par des dolomies à grains fins de couleur brunâtre ou fortement hématitisées (l'hématite est sous forme de nids et de filonnets dans la masse dolomitique).

- **Hauterivien supérieur (n32)** : ce niveau, d'une puissance globale variant de 80 à 120 m, est subdivisé en cinq termes :

- ✓ **n32a** : formé de grés, parfois en alternance avec des argiles, de marnes et aleurolites verdâtres, avec toujours à la base de l'alternance un niveau calcaire gris-clair, dont une partie, de 1 à 3m d'épaisseur, est dolomitisée.

- ✓ **n32b** : représenté par des dolomies massives à grains fins plus ou moins hématitisées.

- ✓ **n32c** : représenté par un calcaire gris argileux (parfois renfermant des passées argilo-marneuses ou siliceuses) dont l'épaisseur varie de 10 à 15 m.

- ✓ **n32d** : constitué de dolomies à grains fins, de couleur gris-brun, souvent argileuses, dont la puissance totale varie de 15 à 20 m.

- ✓ **n32e** : caractérisé par une irrégularité de composition et de puissance ; essentiellement représenté par des calcaires gris en alternance grossière avec des marnes et des aleurolites ; dans la partie inférieur de ce terme, les calcaires sont remplacés par des dolomies recristallisées.

- **Barrémien (n4)**

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

- **Barrémien inférieur (n41)** : ce niveau est à son tour divisé en trois termes :
 - ✓ **n41a** : formé essentiellement par des grés et des dolomies gréseuses parfois argilo-bitumineuses, avec une fine dissémination de pyrite et de passées de dolomies légèrement oxydée ; la puissance de ce terme varie de 40 à 60 m.
 - ✓ **n41b** : constitué par une alternance de dolomies marneuses massives, de marnes et de calcaires marneux ; sa puissance varie aussi de 40 à 60 m.
 - ✓ **n41c** : représenté par des dolomies massives à grain fins, avec des fissures remplies d'oxydes et de calcite, et une puissance variant de 15 à 20 m.
- **b. Barrémien supérieur (n42)** : ce niveau est subdivisé en quatre termes :
 - ✓ **n42a** : représenté par des dolomies gréseuses, massives à grains fins ou moyens, avec souvent des fissures remplies par de la calcite et, vers la fin du terme, par de la pyrite disséminée ; la puissance de ce terme varie de 20 à 30 m.
 - ✓ **n42b** : formé de grés brun, avec une alternance d'aleurolites et d'une dolomie très gréseuse, et, en fin d'intervalle, un aspect broyé de la roche, la puissance du terme varie de 30 à 40 m.
 - ✓ **n42c** : constitué d'une alternance de dolomie gréseuse, de grés brun et d'argiles verdâtres (dolomies et grés compacts, massifs et légèrement hématitisés). Sa puissance varie de 60 à 130 m.
 - ✓ **n42d** : formé de dolomies gréseuse et argileuse et de calcaire brun-violet, avec des passés d'argile verdâtre. Sa puissance est d'environ 60 m.

ETAGE	LOG	Conséquence Hydrogéologique	
Miocène 30 m		Perméable	Non étudié Inexistant dans la partie centrale du gisement Exploité par les fellahs
Aptien 60 m			
Barrémien 200 m		Semi -Perméable	Etudié sommairement Situé au dessus du Niveau Statique dans la partie centrale du gisement exploité par les fellahs
		Perméable	
Hautérvien Supérieur 120 m		Perméable	Etudié
		Semi -Perméable	
Hautérvien Inférieur 120		Perméable	
Valanginien	Imperméable	Etudié	

Figure II:4 Log stratigraphique de gisement Chaabet El-Hamra (D'après ENOF 1993)

II.1.2.2 Structure du gisement:

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

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

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

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

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

II.1.2.3 Tectonique :

Le gisement de Chaabet-El-Hamra appartient au Horst anticlinal de Rahbat et occupe la partie extrême ouest de son flanc Sud-ouest. Il se caractérise par une structure complexe. Le gisement se subdivise en trois blocs (Fig II.5) :

a. Le Bloc Est

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

Le pli est compliqué par des accidents cassants :

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

b. Le bloc central

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

c. Le Bloc Ouest

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

- La faille centrale : c'est une faille normale qui s'étend de l'extrémité Nord jusqu'à l'extrémité Sud, avec un pendage au Sud-Est inférieur à 70-75° et un rejet vertical de 10 à 15 m dans sa partie Nord-Est, elle coupe un chevauchement à pente douce.
- La faille latitudinale : c'est une faille normale dérivée de la faille centrale. Elle se prolonge à l'Ouest au-delà du gisement, avec un pendage au Nord de 75 à 80° et un rejet vertical de 10 à 20 m.
- La faille Est : dérivée aussi de la faille centrale, cette faille normale est orientée vers l'Est, de direction subméridienne, avec une amplitude verticale du rejet de 80 m, voire de 100 m suivant le plan de faille, et un pendage Sud-Ouest inférieur à 65-70°.
- La faille Ouest : cette faille normale se dégage du dessous du dépôt quaternaire, bordant le flanc Sud-Est du brachy anticlinal du bloc Est, et change de direction jusqu'à 300°, se faisant couper par la faille latitudinale ; c'est une faille en escalier formant des plaques, des coins, dans une zone d'environ 70 m de large, et le pendage est à l'Est inférieur à 70-85° tandis que les rejets verticaux atteignent 10 m.

La partie inférieure (profil 10-15) est affectée par deux accidents tectonique majeurs subparallèles de direction Nord-Est/Sud-Ouest à savoir : la faille diagonale et la faille latitudinale. La première est située entre le profil 13 est d'un rejet de 4 mètres avec un pendage d'environ 50 degrés vers le Sud-Est. Par contre la faille latitudinale est située entre les profils 15 et 16. Son rejet est de 10 mètres avec un pendage d'environ 60 degrés vers le Nord-Ouest.

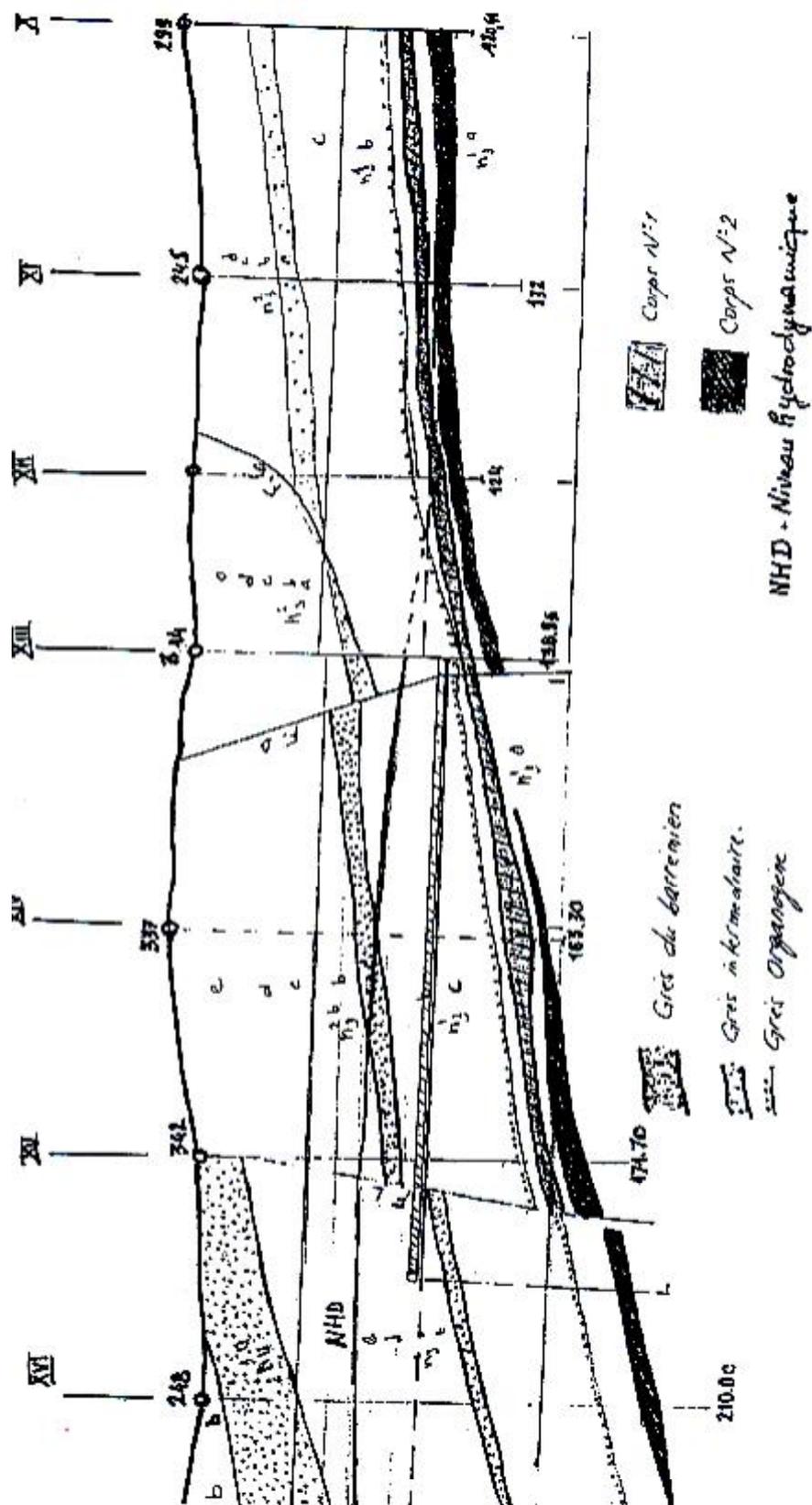


Figure II:5 : Coupe géologique longitudinale de la partie inférieure du gisement Chaabet El-Hamra (profil X-XV) (d'après ORGM et plan ENOF).

II.1.2.4 La minéralisation

La minéralisation du gisement de Chaabet El-Hamra est observée en faisceaux sous forme de lentilles minéralisées de composition tantôt monominérale, tantôt mixte (FigII.5). Elle est présentée essentiellement par la sphalérite, la pyrite, la marcassite, la galène rencontrée rarement et donc sans importance industrielle.

Dans cette composition, les principaux minéraux sont la sphalérite, la pyrite et la marcassite. Les minéraux secondaires sont la galène, l'hématite. Les minéraux de gangue sont la calcite, la barytine, la dolomie et plus rarement le quartz et le gypse (rare). Les minéraux d'oxydation sont principalement la smithsonite, la cérusite et la limonite.

La minéralisation de pyrite, marcassite, blende et rarement galène est intimement liée aux roches dolomitiques hauteriviennes, en se localisant indépendamment aux structures tectoniques affectant ce niveau porteur de la minéralisation.

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

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

La sphalérite se présente sous plusieurs types : massif, en tache de recristallisation, fissure, et bréchiq ue ce qui constitue l'essentiel du minerai industriel.

LA SERIE MINERALISEE DE

CHAABET ELHAMRA

Echelle 1/100

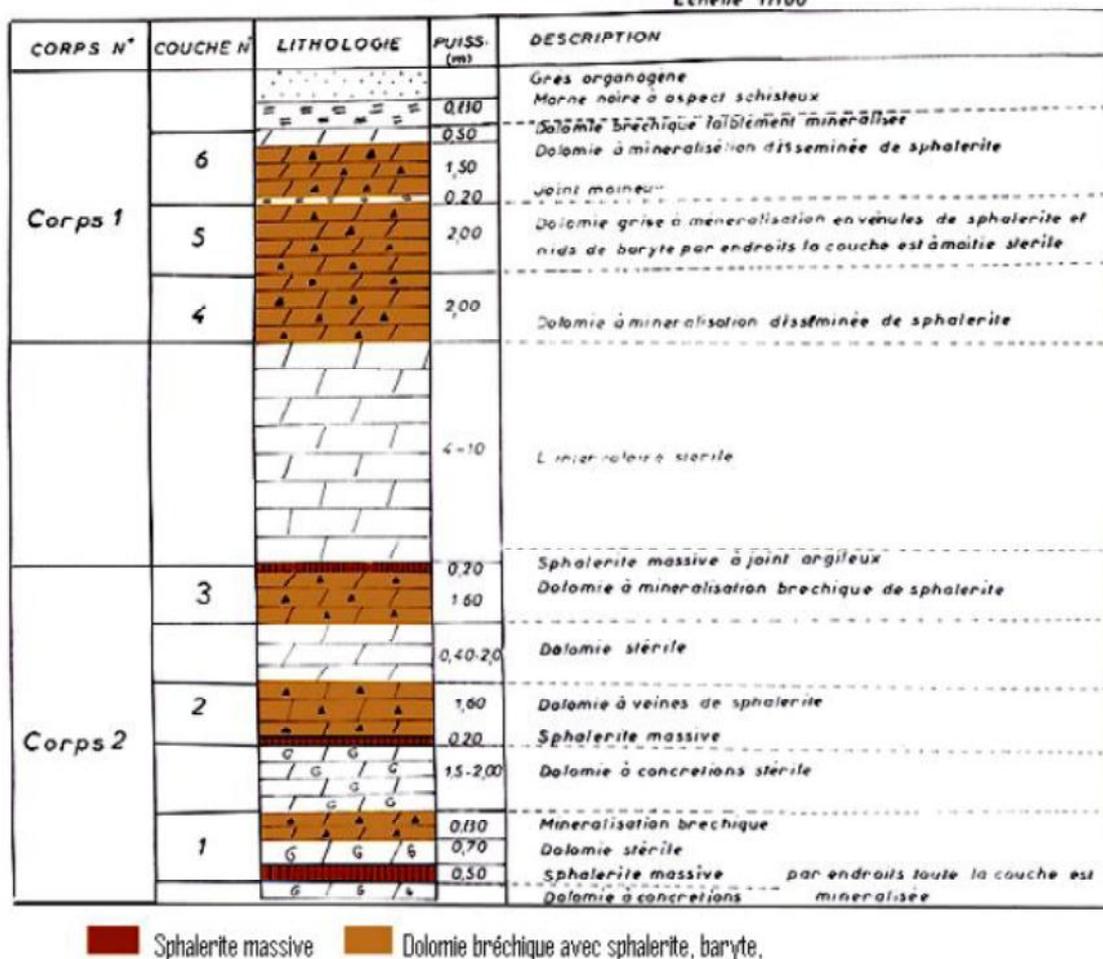


Figure II:6 La minéralisation du gisement (faisceau supérieur et inférieur)

II.1.2.5 Hydrogéologie

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

Les données géologiques et hydrogéologiques confirment l'existence de deux nappes libres (Fig. II.7) :

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

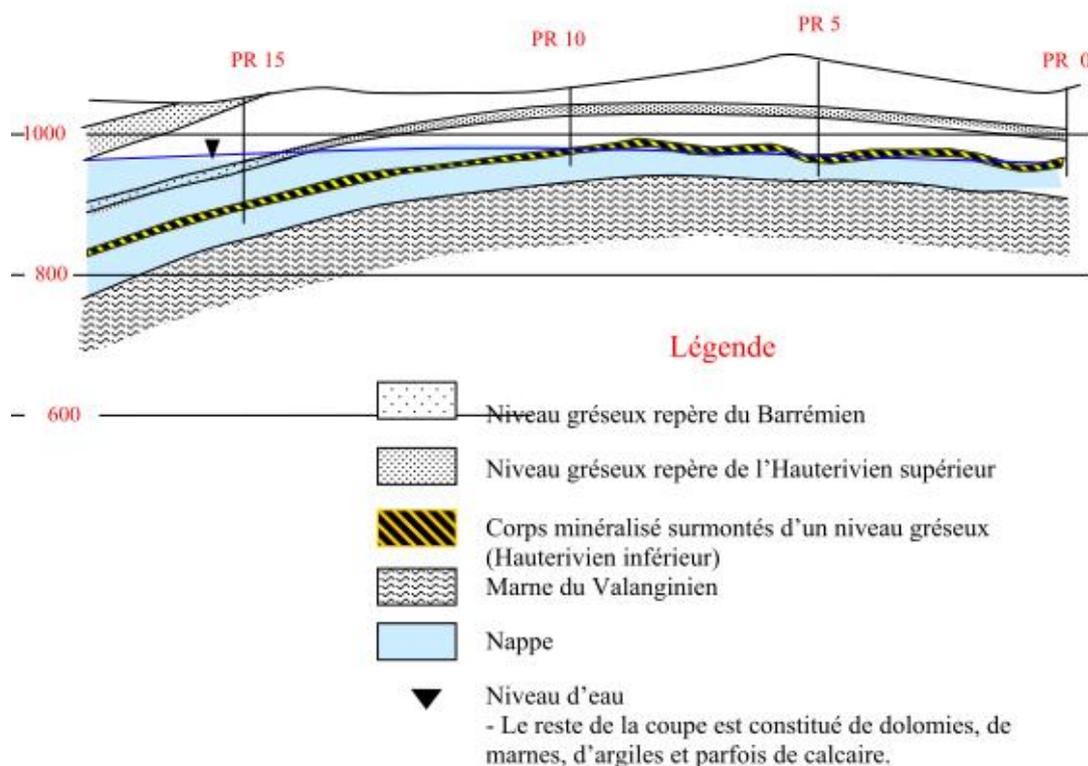


Figure II:7 : Coupe hydrogéologique Profil 0 – Profil 15 (D'après ENOF 2003)

II.1.2.6 Les réserves géologiques

- 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 (II.1) : 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%

Tableau II-1: Réserves géologiques du gisement de CEH

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 :

Chapitre II : PRESENTATION DE MINE DE CHAABET EL-HAMRA

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%

Tableau II-2: réserves géologiques du gisement de CEH (expertise SIDAM)

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 :

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

Tableau II-3: Réserves géologiques en fonction des teneurs de coupure

• **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 :

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%

Tableau II-4: Nouveau calcul des réserves (ENOF, 1996)

II.1.2.7 Les réserves 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
Total	C ₁ +C ₂	5751658	10.47	1.92	4727784	9.11	1.67

Tableau II-5: Réserves géologiques et exploitable de la mine Kherzet Youcef

II.1.3 Exploitation

II.1.3.1 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 13m 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.

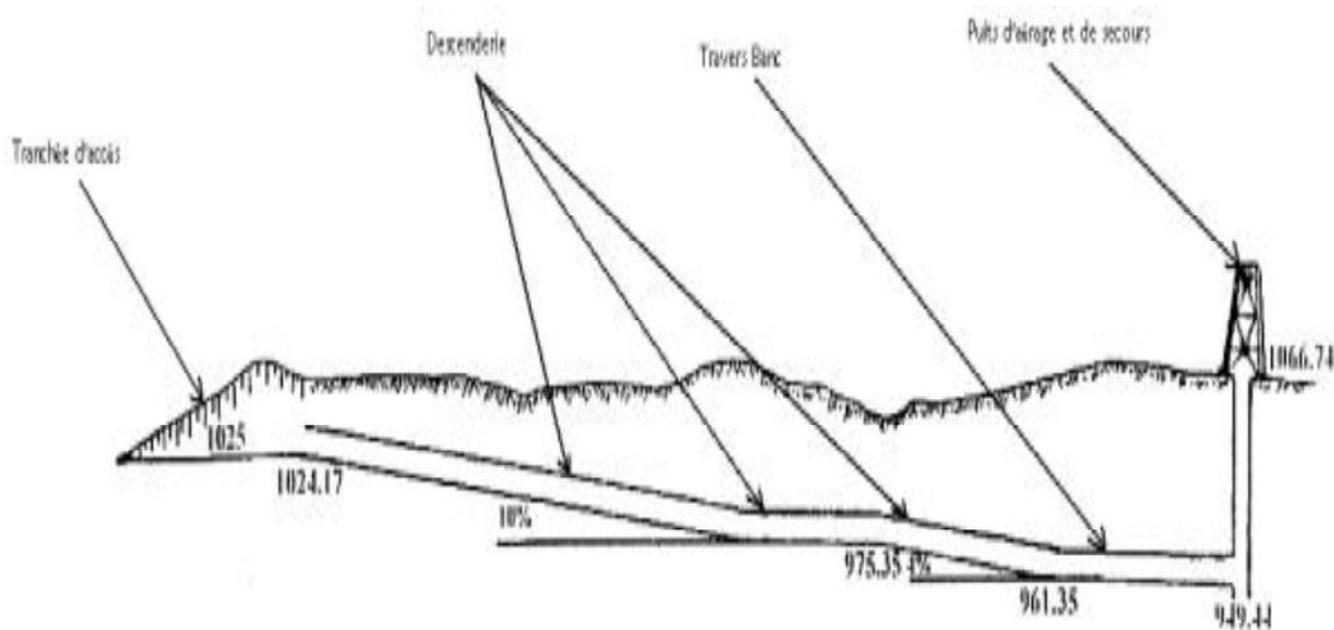


Figure II:8: Coupe montrant les ouvrages d'ouverture du gisement Echelle 1/2500 (Meftah2002).

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'aérage.
- 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 m²de section pour une section de chambre abattue de 40 m²(Larachi, 2001).

II.1.4 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.

II.1.4.1 Traitement

- **Introduction**

L'usine d'enrichissement du complexe minier de *kherzet Youssef* est conçue pour le traitement du minerai zinc provenant du gisement de *Chaabet El Hamra*. Le schéma technologique inclus le concassage en 2 étapes, et la flottation après broyage en 2étapes. Le schème qualitatif et quantitatif des opérations qui s'effectuent à la laverie.

La capacité maximale de travail de l'usine est le traitement de 90,000 tonnes de minerai humide.

- **Description de la laverie de Kherzet Youcef :**

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

d'enrichissement. De nos jours la laverie ne produit que le concentré blende. Ce qui a entraîné les suspensions suivants :

- de la section de séparation gravimétrique ;
- du deuxième étage de broyage ;
- de pré criblage de tout-venant au niveau du concasseur à mâchoires ;
- des hydro-cyclones ;
- de la séparation magnétique ;
- de la section de flottation pour le plomb.

Ces modifications tiennent compte de la faible teneur de Zn dans le tout-venant de **Chaabet El Hamra**, et répond au souci d'économie de l'énergie et de dépenses. Le schéma technologique inclut le broyage humide, après le concassage en deux étapes, suivies de la flottation en trois étapes. La capacité de travail de la laverie maximale est de 100 000 tonnes, pour l'année 2000, pour un niveau de production de 75 000 tonnes de minerai humide.

- **Section de concassage et criblage :**

L'installation de préparation du minerai est conçue pour fonctionner à une cadence de l'ordre de 400 t/j. La réduction de tout-venant de 0 - 300 mm jusqu'à 0-15 mm s'effectue en deux étapes.

- ✓ Première étape :

Le produit abattu est transporté dans les camions et déversé dans la trémie de récupération d'un volume de 30m³. Le minerai est introduit dans un concasseur à mâchoires, et sort avec une dimension de 0-40 mm.

- ✓ Deuxième étape :

Les produits issus du concasseur à mâchoires sont acheminés à l'aide d'un convoyeur à bande N°1, vers le crible vibrant de type « SIMONS » à maille (20 - 160 mm).

La classe granulométrique supérieure à 15 mm est introduite dans le concasseur à cône, qui fonctionne en cycle fermé avec le crible vibrant.

Le produit issu de concasseur est déversé dans la bande N°3, pour y être repris par la bande N° 1, qui le déverse à son tour dans le crible une seconde fois.

La fraction qui passe par le crible (0-15mm) est déversée dans deux trémies métalliques d'une capacité de 25 tonnes chacune. Le minerai, est acheminé par la suite vers la section broyage à l'aide de la bande N°5.

- **Section broyage :**

Le broyage et la classification visent à révéler les particules minérales, et optimiser les conditions de traitement. Le broyage se fait par voie humide, et se réalise en une seule étape avec deux broyeurs à boulets de capacité de 11 et 17 tonne/h. Les deux broyeurs travaillent en

circuit fermé avec un classificateur mono spiral qui ne laisse passer que les fines vers les cellules de flottation. A noter qu' ` avant la bande N° 8, qui transfère le produit concassé vers les broyeurs,

Il existe deux trémies en béton de 100 tonnes de capacité chacune.

- **Section flottation :**

Le cycle de flottation de ZnS, est procédé par une agitation à effet de permettre au sulfate de cuivre de libérer les grains minéraux de ZnS. Le cycle comprend une opération principale ; une de contrôle et trois opérations de d'épuration. Le schéma principal de flottation, permet des modifications temporaires au moyen de connexions par tubes.

Le drainage des concentrés vers les épaisseurs se fait par l'intermédiaire de pompes. Après épaisiss sage, les concentrés sont aspirés par des pompes à membranes et dans les filtres à tambour s'effectue la filtration.

Le concentré de ZnS est expédié par voie ferrée à l'unité S.N.S d'électrolyse de Ghazaouet.

La figure suivante représente le schéma de la laverie.

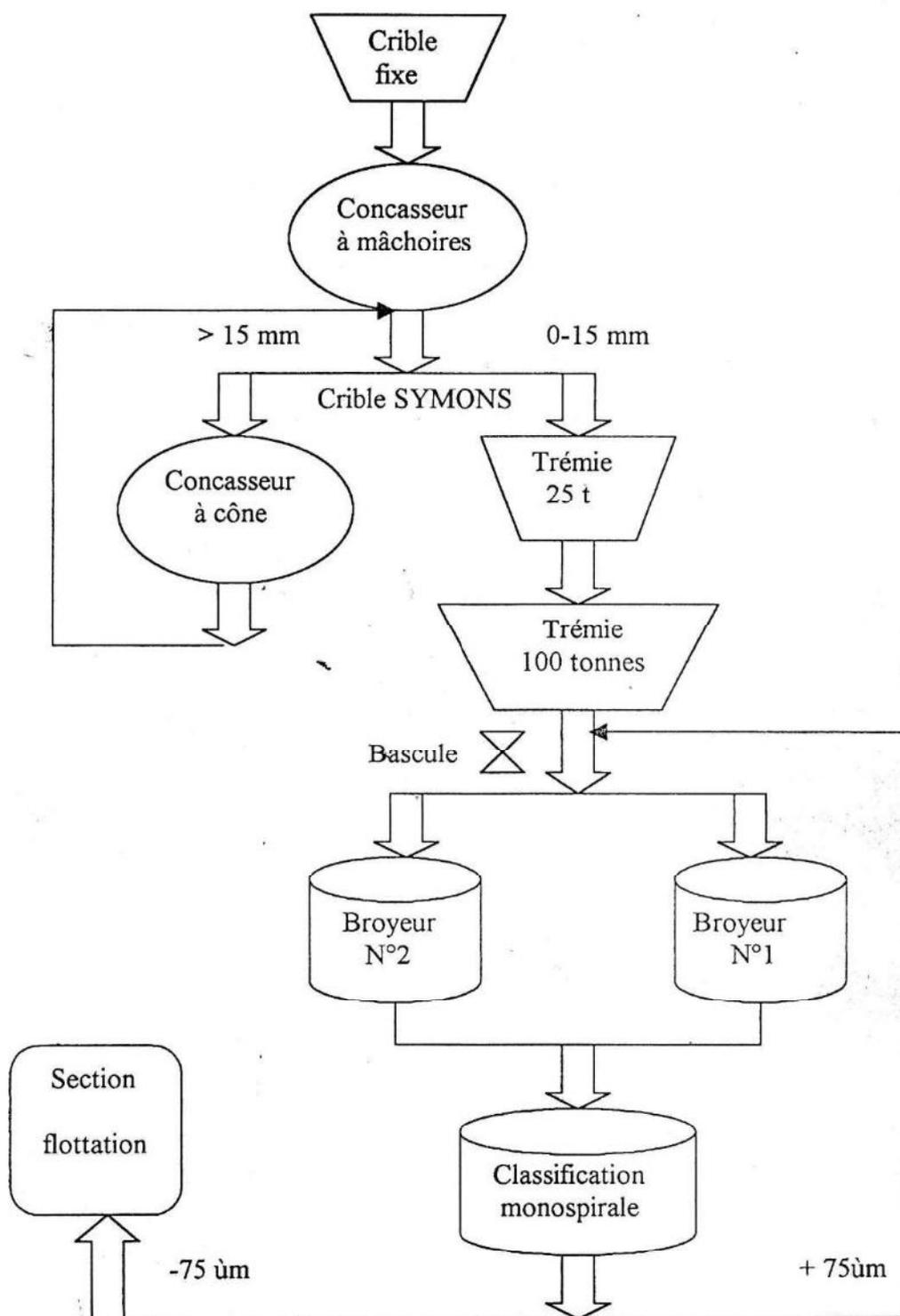


Figure II:9 : Section concassage- criblage-broyage

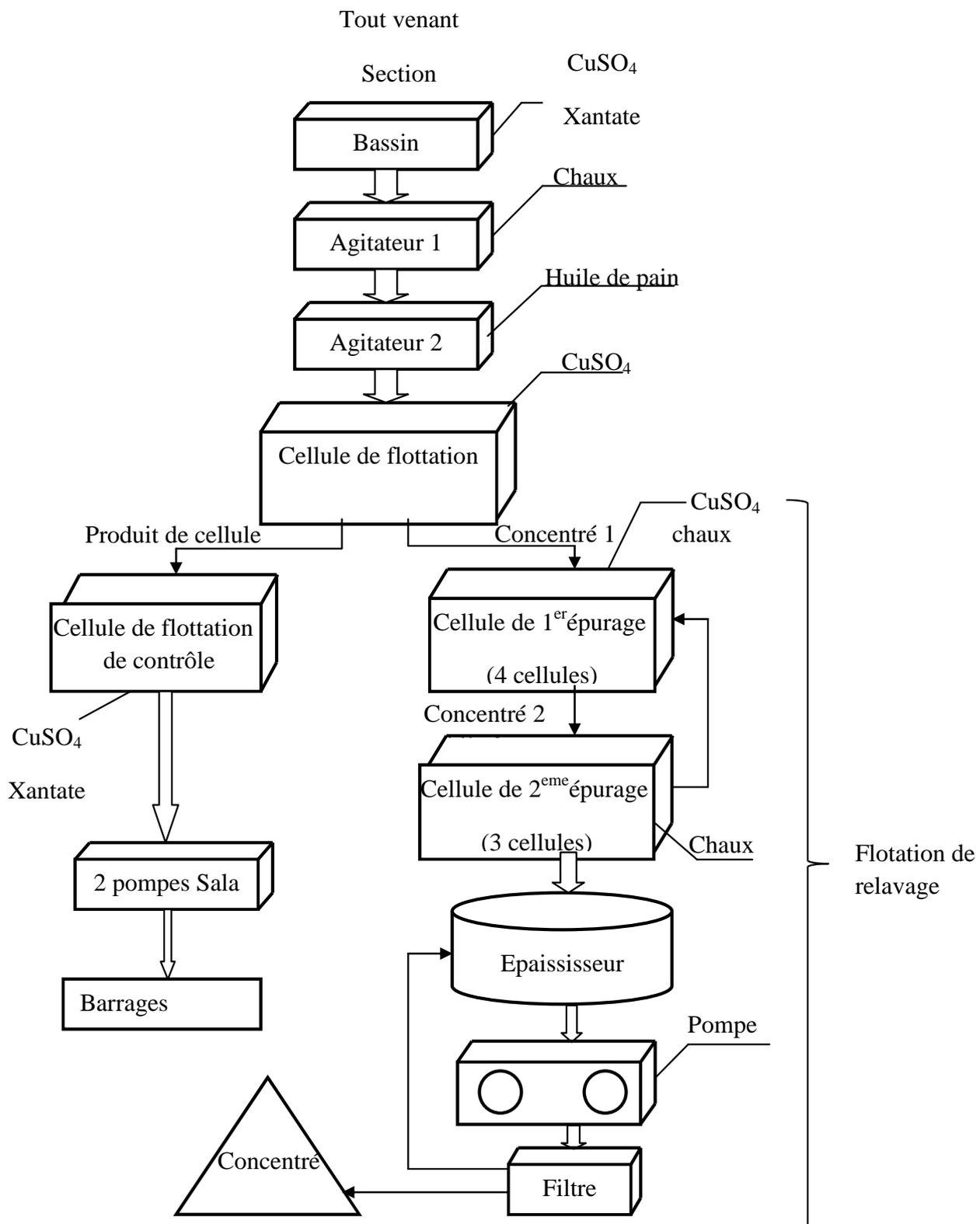


Figure II:10 : Schéma global pour l'essai de flottation

**CHAPITRE III : GENERALITE SUR LES
METHODES DE SEPARATION**

III. Généralités sur les méthodes de séparation

- **Introduction:**

Le minerai brut (ou tout-venant) extrait de la mine subit plusieurs processus de préparation mécanique (concassage, broyage, etc.) et de concentration (ou enrichissement) pour produire un concentré de valeur économique. L'enrichissement du tout-venant, réalisé dans une usine de traitement (concentrateur), a pour but d'augmenter la teneur en minéral de valeur et d'éliminer la gangue (minéraux sans valeur économique pour l'exploitation). La figure III.1 illustre les deux principaux flux résultant de la séparation minéralurgique d'un minerai brut.

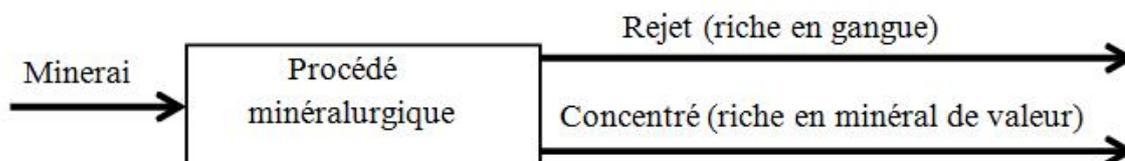


Figure III:1 : Schéma de séparation

Il existe plusieurs procédés minéralurgiques permettant de séparer le minéral de valeur de la gangue. Ces procédés utilisent les propriétés mécaniques, électromagnétiques, physico-chimiques ou chimiques de ces minéraux. Il s'agit des procédés de séparation magnétique, électrostatique, gravimétrique, classification et flottation. Seules les méthodes de séparation basées sur la masse volumique et la taille des grains de minéraux (séparation gravimétrique) et flottation seront décrits dans les sections qui suivent.

Les phénomènes qui gouvernent la séparation par concentration gravimétrique sont les mêmes que ceux qui gouvernent la classification (sédimentation) de telle sorte que, sous certaines conditions, des équipements de classification peuvent être utilisés comme concentrateurs basés sur la masse volumique des minéraux ou basés sur la taille des particules. Le séparateur hydraulique appartient à la classe des séparateurs par milieu dense et peut également être utilisé comme classificateur hydraulique.

III.1 Procédé de séparation gravimétrique

- **Définitions:**

Les méthodes de séparation gravimétrique sont parmi les plus anciennes et les plus utilisées encore de nos jours car leurs fonctionnements est simple ainsi que la capacité élevée pour des particules assez grosses et les coûts de fonctionnement moindres par rapport aux autres méthodes. Les méthodes de concentration par séparation gravimétrique exploitent le gradient de densité entre les matériaux pour les séparer grâce à l'action combinée des forces en présence dans les équipements (la force de gravité, la force centrifuge, la force centripète, la poussée d'Archimède et la force de traînée).

Cependant, les conditions suivantes font en sorte qu'on ne peut appliquer la concentration gravimétrique : lorsque on a une faible teneur ou des grains de minéraux trop petits, une

libération du minerai par fractionnement, lorsqu'un rendement métal élevé est nécessaire, lorsque les minerais sont polymétalliques avec des minéraux de masse volumiques semblables comme le cas de la chromite et la pyrite.

Diverses formations naturelles sont le résultat de processus de séparation, notamment les placers, où l'action des cours d'eau de surface est intervenue pour concentrer les particules minérales lourdes en les séparant des particules plus légères. Les procédés gravimétriques agissent suivant le même principe. La séparation s'opère par le mouvement des particules soumises à la fois à l'action de la pesanteur et à la résistance du liquide dans lequel elles sont en suspension. Au fil des ans, toutes sortes de séparateurs gravimétriques ont vu le jour; le fait qu'on y recourt encore aujourd'hui tient au faible prix de revient de la méthode.

Les méthodes de séparation gravimétriques peuvent être classées en quatre grandes catégories selon le principe de séparation qui est mis en jeu : séparation par milieu dense, séparation par nappe pelliculaire fluente, séparation par accélération différentielle (jig) et séparation par centrifugation.

Les méthodes de séparation gravimétrique représentent la procédure de concentration de minerais la plus ancienne. Ces méthodes de séparation sont utilisées pour une grande variété de matériaux, allant des sulfures lourds (galène) jusqu'au charbon. Suite au développement de la flottation, ces méthodes ont perdu en popularité. Elles demeurent cependant les méthodes par excellence dans la concentration des minéraux de fer ou d'étain et, des oxydes de titane et certains sables de zircon.

III.1.1 Méthodes en milieux denses

La séparation par milieu dense est basée uniquement sur la différence de densité des minéraux. Elle consiste à placer le minerai dans un milieu liquide de densité intermédiaire (pulpe) entre celles des deux parties à séparer, c'est la force gravitationnelle qui fait la séparation des particules en deux produits (le flottant et le plongeant) si sa masse volumique est inférieure à celle du milieu, la particule monte à la surface de celui-ci, c'est-à-dire qu'elle flotte et fait partie du produit appelé flottant. Si contraire sa masse volumique est supérieure à celle du milieu, la particule descend jusqu'au fond de celui-ci, c'est-à-dire qu'elle plonge et fait partie du produit appelé plongeant. Ce procédé est parfois employé en pré-concentration des minerais avant le broyage final et intervient fréquemment dans le lavage du charbon.

Parmi les milieux existant on cite :

- Liqueur dense: C'est une solution de densité définie et fixe, obtenue dans des conditions spécifiques de température et de pression. Le plus souvent, les liqueurs denses sont des composés organiques de faible viscosité. On pourra citer comme exemple de liqueurs le bromoforme (densité=2,89), le polytungstate de sodium (d=3,1), le liquide de Thoulet (d = 3,19), l'iodure de méthylène (d=3,33) . Ce procédé est parfois employé en préconcentration des minerais avant le broyage final et

intervient fréquemment dans le lavage du charbon. On fait appel pour certaines applications à des liquides organiques lourds, comme le tétrabromoéthane, dont la densité relative est de 2,96; à l'échelle industrielle, on emploie en général des suspensions de solides fins, qui se comportent comme des fluides newtoniens.

- Pseudo-solution: est préparée à base d'eau et d'une substance minérale finement broyée à un diamètre tel que les particules en suspension dans l'eau auront une vitesse de chute négligeable. Le minéral choisi pour ce faire est généralement ferreux (pyrite, ferrosilicium) pour en faciliter le recyclage par le biais d'une séparation magnétique.
- Les solutions de sel qui sont des solutions aqueuses de chlorures de calcium, de baryum, de zinc..., parmi lesquels seul le chlorure de calcium est utilisé à l'échelle industrielle, pour la valorisation du charbon.

Dans le cas du ferrosilicium, qui est un eutectique de fer et de silicium, on devra maintenir le pourcentage de silicium aux environs de 15 à 15,5% ; au-dessous de ce pourcentage, le fer se corrode dans l'eau et au-dessus, ses propriétés magnétiques diminuent et rendent difficile sa récupération par séparation magnétique. On pourra utiliser d'autres matériaux que le ferrosilicium pour la confection d'une pseudo-solution, comme le sable de carrière, l'orthose ou la galène. Le solide choisi devra alors remplir certains critères, dans le but de ne pas entraver le bon déroulement de l'extraction :

Etre suffisamment dur de façon à ne pas se surbroyer et se transformer en schlamms en conditions opératoires ;

- Etre chimiquement stable dans l'eau et ne pas réagir au contact du minerai à traiter ;
- Posséder une densité spécifique suffisamment importante pour fournir à la pseudo-solution la densité nécessaire en étant présent à moins de 35% en volume ;
- Etre facilement récupérable et nettoyable.

Les solutions de sel qui sont des solutions aqueuses de chlorures de calcium, de baryum, de zinc..., parmi lesquels seul le chlorure de calcium est utilisé à l'échelle industrielle, pour la valorisation du charbon.

Cette méthode de séparation se montre très efficace pour des différences de densité allant jusqu'à $\Delta\rho = 0.1$, voire 0.05 pour certains types de minerais et/ou d'appareillages. Concernant le médium utilisé, certaines conditions sont néanmoins exigées, notamment sur sa viscosité, qui ne doit pas être trop élevée sous peine de gêner l'évolution des particules qui s'y déplacent, ni trop faible car elle risquerait d'influer sur sa stabilité et transformerait la solution en un simple fluide newtonien.

III.1.2 Séparation par nappe pelliculaire fluente :

- **Généralités et principe**

La séparation par nappe pelliculaire fluente est une technique de concentration gravimétrique basée sur le comportement des particules sur un plan, sous l'effet d'un film fluide, et leur classification selon leur taille et densité.

D'après les caractéristiques du plan (fixe ou mobile, incliné ou horizontal) et le mode de soutirage (continu, périodique), on distingue plusieurs procédés, que l'on a regroupés dans le tableau ci-dessous :

Plan incliné	Soutirage
Fixe	Périodique : sluice
	Continu : pinchedsluice, cône Reichert et spirales
Mobile	Périodique : séparateur Bartles-Mozley, tables GEC
	Continu : table à secousses, concentrateur Crossbelt et séparateur multi gravité

Tableau III-1 : Récapitulatif des appareillages de séparation par nappe pelliculaire fluente

III.1.2.1 Table à secousses :

Les tables de secousses (Figure (III.2)) sont parmi des principaux appareillages utilisés pour la séparation gravimétrique, et plus précisément pour la séparation par nappe pelliculaire fluente, avec soutirage continu, sont utilisés pour traiter des matériaux plus fins que les bacs à pistonage ne réussissent pas à séparer. Cette méthode est basée sur la longueur du parcours effectué par une particule sur un plan incliné à la surface duquel s'écoule, par gravité,

Les tables comprennent une alimentation et un système de récupération des particules classifiées (compartiments séparés). Elles sont constituées d'une surface plane légèrement inclinée dans les sens longitudinal et transversal. Des riffles parallèles en bois sont fixés en travers de la table. Le matériau à séparer est introduit au sommet de l'appareil, et les particules sont entraînées par un courant d'eau. La table est animée d'un mouvement cyclique asymétrique dans le plan horizontal. Les particules plus denses sont retenues par les redans des riffles, où elles cheminent sous l'impulsion des secousses de la table.

La table à secousses est une table autour de l'axe longitudinal, à laquelle on communique un mouvement de secousses périodiques selon le même axe. Cette table est équipée de riffles parallèles à sa longueur et alimentée de l'eau de lavage perpendiculairement aux riffles alimentée par une pulpe à un de ses coins, elle fournit un concentré à l'extrémité étroite, opposée à celle de l'alimentation, au bout des riffles, et un rejet à l'extrémité large, également opposée à celle de l'alimentation.

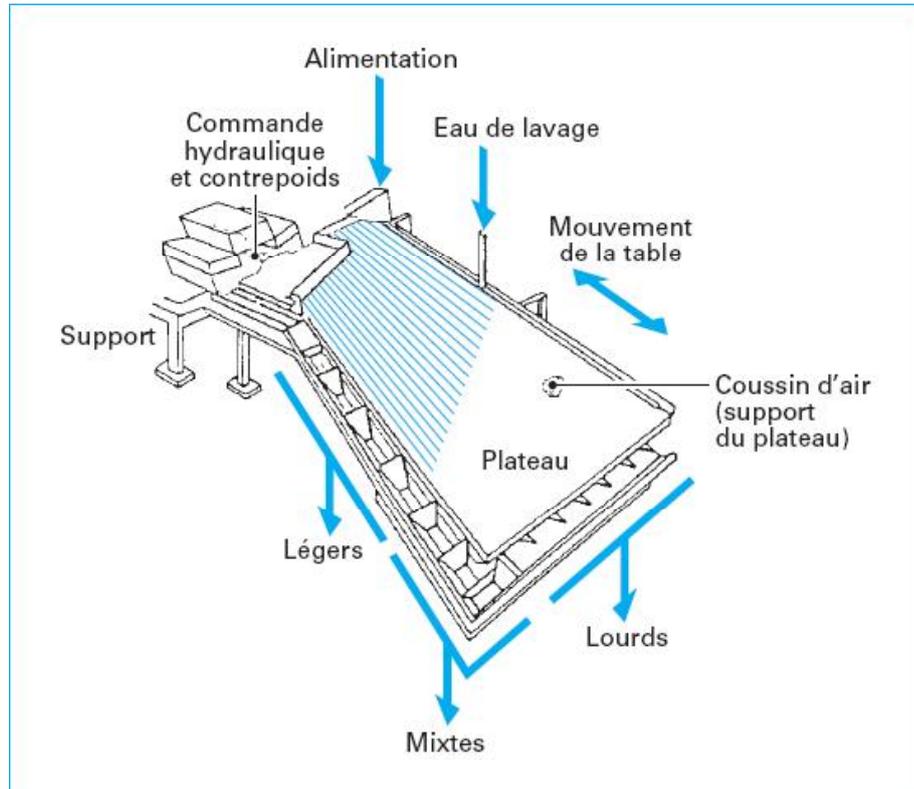


Figure III:2 : Schéma représentatif d'une table à secousses.

- **Fonctionnement**

La trajectoire d'une particule évoluant sur un plan incliné sur lequel s'écoule un film liquide est liée à :

- L'alluvionnement, qui est la sédimentation des grains lourds et gros piégés dans les riffles, et l'entraînement des légers et fins par le courant.
- La saltation, qui est le mouvement des grains piégés contre le support, dépendant moins de la vitesse d'entraînement que de la masse volumique des grains ; les grains ayant une masse volumique plus importante se déposent en premier.

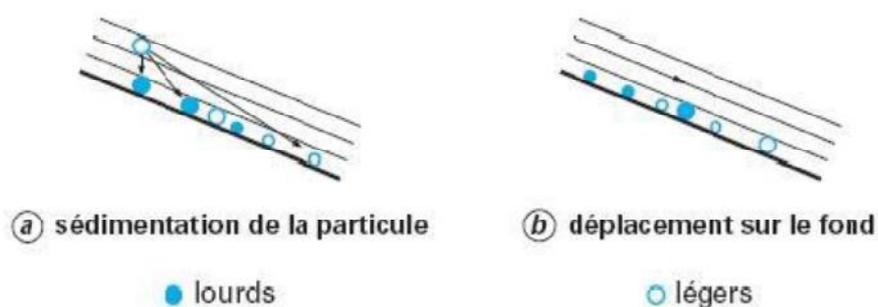


Figure III:3 Schématisation du principe de classification par NPF

De plus, le plan incliné est sujet à des secousses asymétriques et longitudinales : l'amplitude de l'aller est moins importante que celle du retour. Ce type de secousses améliore la classification, et permet aux grains similaires de se placer au même niveau et d'être récupérés par la même évacuation vers différentes zones de récupérations, ces zones décrite dans le tableau ci-dessous

Nom de la zone	Description
Zone lourds	c'est la zone des concentrés où se trouvent les particules fines et denses.
Zone mixtes	c'est la zone qui appartient encore à la zone des concentrés ; on y trouve des particules denses et grossières avec quelques particules mixtes.
Zone légers	c'est la zone des particules mixtes mélangées à quelques particules légères.

Tableau III-2 : La description de différentes zones

Le minerai est ainsi classé selon sa taille et sa densité, ainsi que la montre la Figure (III.4):

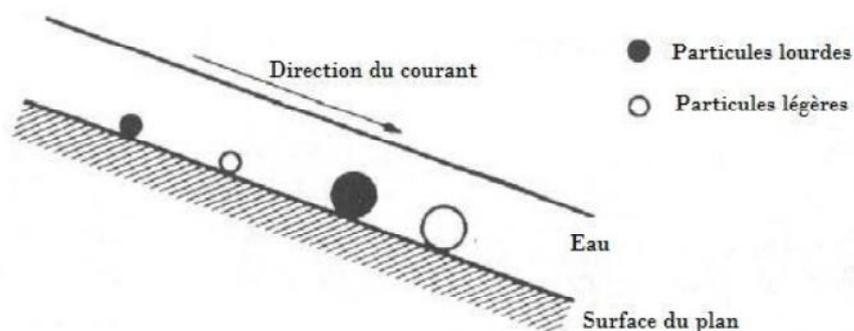


Figure III:4 : Schématisation de la classification d'un minerai selon sa taille et sa densité

Le rifflage joue un rôle primordiale, dont le rôle est de stratifier les grains grâce à l'action de secousse qui va engendrer la descente des grains denses jusqu'à la surface de la table. L'eau de lavage a pour rôle d'évacuer les minerais stratifiés vers les différentes zones. Cependant les secousses ont un double rôle, dont elles permettent d'une part, la stratification et l'évacuation des particules stratifiées entre les riffles.

Dès que celles-ci sortent des riffles, elles sont soumises à l'effet de la nappe pelliculaire fluente et à l'effet des secousses dont la résultante provoque du triage par taille et par densité.

- **Applications**

Les tables de secousses servent souvent pour la séparation des minerais de: charbon, oxydes de fer, chrome, manganèse, et d'étain ainsi que pour d'autres minerais comportant les minéraux lourds de valeur comme : le zircon, la wolframite, la monazite ainsi que pour les micas. Par ailleurs, on les utilise pour récupérer des alliages ou des métaux, tels le laiton, l'acier, l'or et l'argent.

III.1.3 Méthodes par accélération différentielle (jig) :

L'accélération différentielle pour une particule est l'accélération initiale du mouvement de la particule. Celle-ci dépend seulement de la densité relative du solide et du liquide. En revanche, la dimension de la particule n'intervient pas. Le procédé d'accélération différentielle se réalise si la répartition de chute des particules minérales est assez fréquente. La durée de chute est assez brève dans la mesure où on soumet les particules à des courants ascendants et descendants, assurés par la pulsation du fluide à l'aide d'un mécanisme de piston (jig à piston) ou) ou par le mouvement alternatif d'un crible dans un fluide (jig à crible mobile). La séparation des grains lourds et légers s'obtient en trois phases par l'action combinée des courants ascendants et descendants :

- l'accélération différentielle : dans cette phase, les grains acquièrent une accélération ne dépendant que de leurs densités, à condition que le temps de chute soit très bref. En conséquence, un mélange binaire de particules lourdes et légères se comporte de telle sorte que les distances parcourues par les particules sont fonction de leurs accélérations initiales, et partant de leur densité et donc possible d'obtenir théoriquement une stratification des particules lourdes et des particules légères.
- Les jigs sont des appareils très anciens, spécialement utiles pour effectuer du triage, donc idéal pour les particules assez grosses. Ils servent aussi pour effectuer l'écumage comme dans le cas des minerais d'or.
- sédimentation gênée : le courant ascendant de liquide permet de réaliser un rapport de sédimentation élevé et d'augmenter le critère de TAGGART. Le rôle principal du courant ascendant est d'écarter au maximum les particules, les unes des autres.
- tassement : lorsque les particules sont soumises à un courant descendant, les particules subissent un phénomène de succion et elles se resserrent.

- **Classification des équipements de séparation gravimétrique**

Les équipements de séparation gravimétrique sont classés selon le mécanisme de séparation employé par ces équipements :

- a) par milieu dense (appareils statiques : séparateur conique Wemco, Bac Static PIC-FCB ; appareils dynamiques : cyclone DSM, DYNA-Whirpool, Tri-flo, cyclones à eau),
- b) par accélération différentielle (ex : séparateur Jig)
- c) par nappe pelliculaire fluente (à plan incliné fixe : spirales, sluice, pinchedsluice, cône Reichert ; à plan incliné mobile : table à secousses, table GEC, séparateur multigravité, séparateur Bartles-Mozzley)
- d) par centrifugation (ex : Concentrateurs Knelson)

III.2 Méthode de flottation

- **Définition de la flottation :**

La flottation est un procédé de traitement physico-chimique basé sur les propriétés superficielles des particules minérales, selon qu'elles soient en contact avec de l'air ou de l'eau. Dans cette optique, on met en suspension dans de l'eau les particules de minerai finement broyées, puis on conditionne le mélange minerai/eau (ou pulpe) avec un réactif chimique appelé collecteur, dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface de la substance à flotter, afin que celle-ci soit plus encline à adhérer aux bulles d'air qu'aux particules d'eau.

La pulpe est alors introduite dans un appareil muni d'un agitateur et d'une arrivée d'air. Les bulles d'air injectées vont se fixer sur les particules devenues hydrophobes, et ainsi les faire remonter à la surface la pulpe. Il suffira par la suite de recueillir la mousse résultante ; le concentré minéral est obtenu par simple lavage suivi d'un séchage. La qualité de la mousse (stabilité, solidité, taille des bulles) est assurée par l'ajout d'un réactif appelé moussant.

III.2.1 Principe et protocole de la flottation :

Le principe de la flottation peut être décrit de la manière suivante :

Les particules solides que l'on désire séparer, et qui doivent être idéalement constituées d'une seule phase, sont mises en suspension dans l'eau, et le système est appelé pulpe. On traite tout d'abord cette pulpe avec certains réactifs chimiques, dont le rôle est de rendre hydrophobe la surface de certains solides, de manière à ce qu'elle ait une plus grande affinité pour l'air que pour l'eau. Parmi les réactifs qui sont utilisés, un ou plusieurs sont appelés collecteurs, plus généralement, surfactants et ont pour fonction de modifier l'hydrophobicité à la surface des particules. A la fin de la phase de conditionnement, la surface des particules constituées de la phase solides que l'on désire séparer est seule devenues hydrophobe, ce qui permet de réaliser une flottation différentielle. La pulpe ainsi conditionnée est alors introduite dans des cellules de flottation, c'est-à-dire des réacteurs munis d'agitateurs, de diaphragme, ou d'électrodes qui dispersent ou engendrent des bulles d'air dans la suspension. Les bulles d'air vont se fixer sur

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

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

- La mise en suspension des particules solides, idéalement constituées d'une seule phase (libérées), qui doivent être séparées;
- Le traitement de la pulpe avec certains réactifs (conditionnement) pour rendre hydrophobe la surface de certaines particules;
- L'introduction de la pulpe dans les cellules de flottation, appareils munis d'un système d'injection de bulles d'air et fournissant l'agitation nécessaire à la suspension du solide;
- L'attachement des bulles d'air (dont la dimension est contrôlée par leur mode d'introduction, l'agitation et la présence d'agents surfactants à l'interface liquide) aux surfaces hydrophobes;
- La montée en surface due à la poussée d'Archimède des ensembles (agrégats) particule-bulle;
- L'établissement (dépendant de la quantité et du type de moussant utilisé) dans la partie supérieure de la cellule d'une phase écume stable dans laquelle vont se rassembler les particules qui flottent;
- L'enlèvement (raclage) de l'écume enrichie en phase solide à séparer pour former le concentré;
- L'enlèvement de la pulpe restant dans la cellule (résidu ou rejet).

Comme norme générale, c'est le minéral de valeur qui est flotté, laissant la gangue dans la pulpe à rejeter. Cette procédure s'appelle flottation directe, par opposition à la flottation inverse où la gangue est éliminée dans la fraction flottée.

III.2.2 Les interfaces de la flottation

- **L'interface solide-liquide**

L'interface solide-liquide est l'interface la plus importante en flottation. Elle est caractérisée à la fois par des phénomènes électriques et par des phénomènes d'adsorption. Le phénomène probablement le plus important qui se produit à l'interface solide-liquide est celui de l'adsorption. Ce phénomène est à l'origine des mécanismes par lesquels tous les réactifs chimiques sélectifs se produisent sur les surfaces en flottation, lorsque agissent les collecteurs, les activant et les déprimants.

- **L'interface liquide-gaz**

En flottation, l'interface liquide-gaz met en relation la solution aqueuse avec les bulles d'air utilisées pour entraîner les particules hydrophobes au concentré. Les propriétés de cette interface sont influencées majoritairement par un composé appelé moussant. L'ajout de ce dernier à l'eau fait baisser sa tension inter faciale liquide-gaz et donc abaisser l'énergie potentielle d'une bulle d'air dans l'eau. En conclusion, la bulle d'air se sent nettement plus à l'aise dans la phase aqueuse.

- **Système solide-liquide-gaz**

Les interfaces telles qu'elles ont été décrites n'existent pas en soi, mais plutôt en relation étroite l'une avec l'autre. Les propriétés du système délimité par les trois phases de l'eau, la particule minérale et la bulle d'air, soit l'angle de contact et l'adhésion, sont très importantes en flottation ; en fait, le comportement de ce système permet de déterminer la flottabilité d'une espèce minérale.

III.2.3 Paramètres influençant le système solide-liquide-gaz

III.2.3.1 Angle de contact

L'angle de contact est l'angle mesuré dans la phase aqueuse entre l'interface solide-liquide et l'interface liquide-gaz.

On comprend que l'expression angle de contact est bien choisie puisqu'elle désigne à quel point un contact donné est réussi entre une bulle d'air et un minéral. Ainsi, un angle de contact nul ou très petit caractérise un minéral non hydrophobe mais hydrophile. On dit alors que la solution mouille le solide. Un angle de contact élevé, par contre, signifie qu'une particule est hydrophobe, donc qu'elle est apte à être attachée solidement à la bulle d'air, donc flottable.

III.2.3.2 Adhésion

L'adhésion est un état stable d'attachement découlant d'un contact, d'une collision entre une bulle d'air et une particule. Cet état stable est caractérisé par un angle de contact favorable ($>80^\circ$ généralement).

Enfaite, il faut noter que le comportement de l'interface solide-liquide est conditionné, en flottation, par l'action des collecteurs, des activants et des déprimants. Quant aux caractéristiques de l'interface liquide-gaz, elles dépendent principalement de l'action du moussant. Par ailleurs, ce sont presque tous les réactifs qui caractérisent l'interface solide-gaz.

III.2.4 Réactifs de flottation

III.2.4.1 Collecteur

C'est un réactif qui agit sur la surface des minéraux à valoriser afin d'augmenter son hydrophobicité, et ainsi faciliter la fixation des bulles d'airs dessus. Le collecteur est un composé chimique organique hétéropolaire, possédant un pôle chargé et une chaîne carbonée neutre. Le mécanisme d'action du collecteur est le suivant : la tête polaire va se fixer sur la surface de la particule dont la charge a été acquise lors du broyage, et la chaîne organique va, par adsorption, rendre la surface de la particule hydrophobe. Ce mécanisme est schématisé sur la figure III.5.

- **Les collecteurs sont divisés en deux groupes**

- Ioniques : Se partageant eux-mêmes en collecteurs anioniques (comme les Xanthates, Aerofloats...), cationiques (Amines, Aeropromoters...) et amphotères (Amines acides...).

- Non-ioniques : Ils sont utilisés pour les minéraux possédant une flottabilité naturelle, dans le but d'optimiser leur récupération ; ce sont généralement des hydrocarbures.

Le collecteur est donc l'un des principaux réactifs entrant en jeu lors de la flottation.

Son interaction avec les particules minérales fera que les bulles d'air auront plus de facilité à se fixer sur le minéral à flotter, et le faire ainsi remonter à la surface plus aisément.

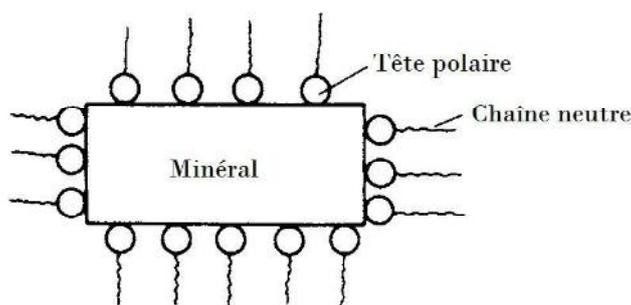


Figure III:5 : Schéma représentatif de l'action du collecteur

III.2.4.2 Activant

Un activant est un réactif qui altère la nature chimique de la surface des particules minérales pour la rendre hydrophobe suite à l'action du collecteur. Il contribue donc à une meilleure fixation du collecteur sur les surfaces minérales.

Généralement, les activateurs sont des sels solubles qui s'ionisent en solution. Les ions réagissent alors avec les surfaces minérales pour former de nouveaux composés, peu solubles, qui se déposent de nouveau sur ces surfaces et forment avec le collecteur un film hydrophobe qui permettra la récupération des minéraux voulus.

III.2.4.3 Déprimant

Dans certains cas, il arrive qu'un collecteur agisse sur toute une famille de minéraux en présence dans un même minerai. Lorsqu'on veut procéder à une flottation sélective sur un tel type de minerai, on utilise alors un déprimant.

Le rôle du déprimant est d'annuler l'effet du collecteur sur certaines surfaces minérales précises, et ainsi de faire plonger les minéraux que l'on ne veut pas flotter, en évitant par-là leur piégeage dans le produit de mousse. Le mécanisme d'action est donc de développer la charge superficielle d'une espèce minérale en particulier, et ainsi d'augmenter ses propriétés hydrophiles, ce qui conduit inmanquablement à la faire plonger au fond de la cellule.

Les déprimants peuvent être inorganiques ou polymères, quoique la plupart de ceux actuellement utilisés soient inorganiques.

III.2.4.4 Moussant

Le moussant est un surfactant permettant l'obtention d'une mousse stable, solide, mais aussi facilement abattable à son extraction. Il favorise la fixation et la minéralisation

des bulles d'air sur la surface de la cellule, évitant ainsi qu'elles n'éclatent et que les particules minérales qui y sont collées ne retombent en fond de cellule.

Le moussant possède trois fonctions principales :

- Créer des interfaces liquide-gaz importantes en réduisant la taille des bulles et régularisant leur forme ; plus sphériques et plus petites, les bulles remontent plus facilement et plus lentement à la surface, et leur finesse augmente la surface de l'interface liquide-gaz.
- Faciliter la fixation des particules sur les bulles d'air par co-adsorption avec le collecteur.
- Stabiliser la mousse à la surface de la cellule, ce qui permet une meilleure récupération du minerai à flotter, tout en évitant de le mélanger avec les autres minéraux en présence dans la pulpe.

Même si quelques substances inorganiques peuvent donner de bonnes mousses, les moussants les plus efficaces restent organiques. Quoiqu'il en soit, l'une des principales exigences sur ces réactifs est qu'ils doivent avoir une très faible capacité collectrice, pour conserver toute la sélectivité de la flottation et éviter de perturber son rendement.

III.2.4.5 Régulateur de milieu

Un régulateur est un réactif déterminant le degré d'acidité ou d'alcalinité de la pulpe. Il s'agit d'acides ou de bases, utilisés pour régler le pH du milieu qui, comme indiqué précédemment, possède une grande influence sur le rendement d'une opération de flottation.

Pour certains types de minerais, on constatera ainsi qu'un même collecteur peut agir différemment sur une famille de minéraux à pH acide, et sur une autre à pH basique.

III.2.5 Les exigences aux réactifs de flottation :

Les réactifs de flottation doivent être :

- Bon marché c'est à dire pas chers;
- Etre stable lors du stockage;
- Etre solubles dans l'eau;
- Ne pas être toxiques;
- L'action des réactifs de flottation doit être sélective;
- La qualité des réactifs de flottation doit être standardisée.

III.2.6 Paramètres influant sur l'opération de flottation

1. Influence du broyage

La préparation mécanique d'un minerai avant sa flottation revêt une importance

considérable, car le degré ainsi que le mode de broyage ont une influence directe sur le rendement de l'opération. En effet, il faut en premier lieu que la maille de libération du minéral à extraire soit atteinte, de façon à obtenir une récupération optimale du minéral avec un minimum de gangue. Par ailleurs, il est absolument nécessaire d'éviter le surbroyage du minerai qui aurait pour effet de créer un phénomène d'adagulation, ou slimecoating (littéralement : recouvrement par les ultrafines) ; les ultrafines, ou schlamms, recouvrent les particules minérales, gênant ainsi la fixation du collecteur et diminuant le rendement de l'opération.

2. Influence du pH

De même que pour le broyage, le pH possède une influence certaine et non-négligeable sur le rendement d'une opération de flottation. De fait, le pH du milieu agit directement sur le potentiel surfacique des particules. Ainsi, on définit le Point de Charge Nulle (PCN ou PZC, Point of Zero Charge), pour lequel le potentiel zêta d'une particule minérale est nul, et qui est atteint à un pH déterminé. On comprendra aisément l'intérêt présenté par le PCN lors de la flottation, car il facilite l'action du collecteur, ce qui conduit à une réduction de sa consommation ; dans certains cas, on peut même se passer de l'utilisation du collecteur.

3. Influence de la température

Il est difficile de déterminer l'influence de la température sur un procédé de flottation. D'après Jdid et Blazy, elle peut affecter les interactions ion à flotter-collecteur, ou alors la stabilité du collecteur utilisé. Dans les deux cas, son action peut être bénéfique ou non, mais elle reste peu aisée à prévoir.

III.2.7 Types de Flottation

Selon les besoins de l'industrie concernée et l'intérêt économique pour telle ou telle substance minérale, on définira deux types de flottation : directe et inverse. Celles-ci se distinguent l'une de l'autre par le procédé selon lequel on cherche à récupérer les minéraux à concentrer. Ces derniers doivent donc être préalablement définis. Par souci de clarté, on appellera par la suite substance utile le produit à concentrer, et gangue le reste.

- **Flottation Directe**

Lors de ce procédé, on cherche à extraire prioritairement la substance utile comme produit de mousse et on laisse la gangue plonger en produit de cellule. On effectuera donc une flottation directe du minéral utile. Cette flottation est généralement utilisée pour récupérer des petites quantités valorisables présentes dans une gangue importante, ou purifier le produit de cellule des impuretés qui y sont présentes.

- **Flottation Inverse**

En revanche, ce procédé consiste à faire flotter la gangue, en laissant la substance utile en produit de cellule. Dépendamment des quantités à récupérer et des réactifs nécessaires, il peut parfois être plus intéressant d'effectuer une flottation inverse de la substance utile, notamment lorsque la flottation sélective de certains minéraux s'avère difficile à effectuer car demandant des conditions particulières qu'il est ardu d'obtenir et de conserver.

III.2.8 Appareils de flottation :

Cette section se veut comme une brève introduction aux appareils de flottation, et ce, afin de faciliter la compréhension des points subséquents.

- **La cellule de flottation :**

Les cellules sont essentiellement constituées d'un réservoir, dans lequel une turbine est entourée de chicanes, dont l'un des rôles est d'assurer l'homogénéité de la pulpe (Figure III.6) L'air provient de l'axe de la turbine et l'aération peut se faire de deux façons. Elle peut se faire de façon indépendante par la pression négative générée par la rotation très rapide de la turbine qui aspire l'air ou par l'injection d'air à l'aide d'une soufflante à faible pression. L'air est ainsi introduit dans le système, puis dispersé sous forme de fines bulles grâce à l'action combinée de la turbine et des chicanes. Le diamètre des bulles est une caractéristique très importante, car il définit la surface disponible pour l'adhésion des particules solides. Le concentré, constitué de mousse chargée de particules hydrophobes, est recueilli à la surface de la cellule, généralement à l'aide d'un dispositif appelé écumeur.

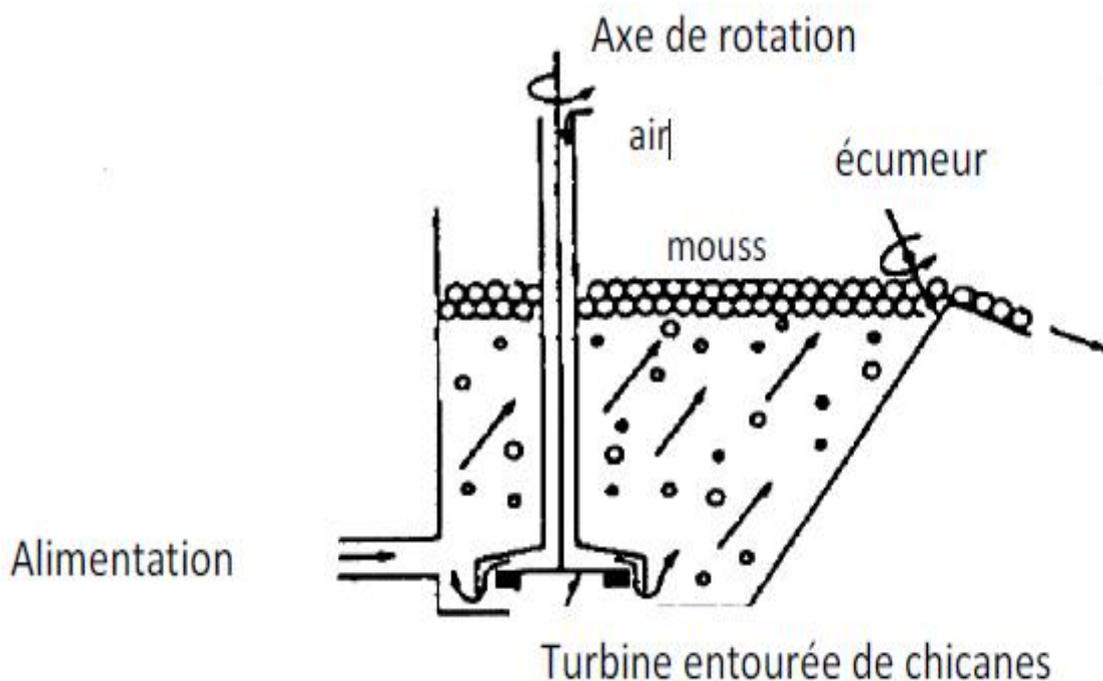


Figure III:6: Schéma de cellule de flottation

- **La colonne de flottation:**

Ce sont des cellules ne comportant généralement pas d'agitation mécanique. L'air y est introduit par un générateur de bulles, en fond de cellule. Quant à la pulpe, elle est injectée à environ les deux tiers de la hauteur de la colonne. Les particules solides cheminent à contre-courant du flux des bulles. Les mousses recueillies à la partie supérieure sont lavées par aspersion d'eau. La figure III.7. Représente une coupe transversale d'une colonne de flottation :

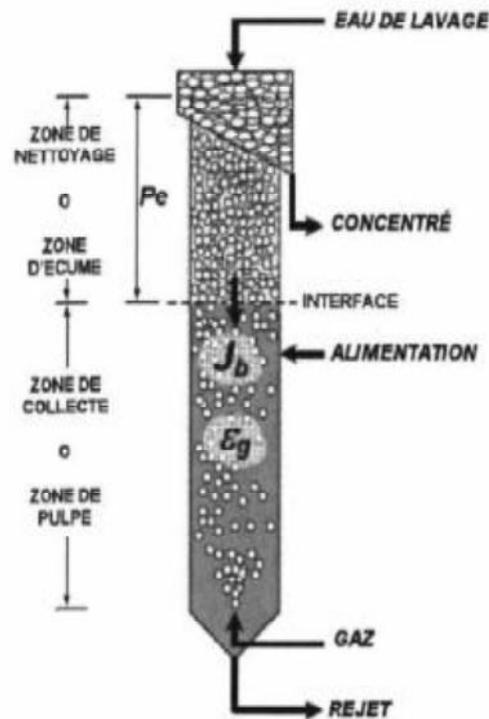


Figure III:7: Schéma de colonne de flottation

- **Comparaison entre cellule et colonne de flottation :**

B Les principales différences entre la cellule et la colonne de flottation se retrouvent, d'une part, au niveau de la récupération et, d'autre part, au niveau de la qualité du concentré. En effet, un meilleur enlèvement et une plus grande pureté sont notés au niveau de la colonne, et ce, en raison des trois points suivants :

- L'ajout de l'eau de lavage minimise l'entraînement des particules parasites dans le concentré;
- L'absence, dans la colonne, d'agitation mécanique de la pulpe restreint la force de contact bulle-solide et, par le fait même, limite le décrochage des particules à la surface des bulles;
- La hauteur plus importante de la colonne qui favorise un plus grand nombre de collisions.

Il est à noter que les travaux entrepris pour cette recherche sont basés sur des essais en colonne. Ce document traite donc des expériences en colonne plutôt que de celles en cellule,

Pour une élimination plus poussée d'huiles, on utilise des aérateurs mécaniques pour diffuser de fines bulles d'air. 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... Il y a trois types de flottation : flottation naturelle, aidée et induite.

Flottation naturelle	Flottation aidée	Flottation induite
Applicable si la différence de densité est naturellement suffisante pour la séparation.	On utilise ce terme lorsque des moyens extérieurs sont utilisés pour faciliter la séparation de particules qui flottent naturellement.	Lors d'une flottation induite on diminue artificiellement la densité des particules pour leur permettre de flotter. Cette opération est basée sur la capacité qu'on certains liquides ou solides à se lier avec des bulles de gaz pour former des particules gazeuses ayant une densité inférieure au liquide.

Tableau III-3 : Les différents types de flottation

CHAPITRE IV : PARTIE EXPERIMENTALE

IV. Partie expérimentale

• Introduction

Cette partie consiste à traiter le tout-venant (la gangue) de zinc ramené des différents quartiers de la mine de Chaabet El-Hamra, commençant par la préparation mécanique, analyse granulométrique, le broyage, échantillonnage et enfin la séparation de zinc par flottation afin d'avoir un produit fini qui répond aux exigences de marche.

IV.1 Prélèvement des échantillons

À la fin de nous ci-jours de stage au sein de complexe de Kharzet Youcef, nous avons collecté notre tout-venant dans les différents quartiers de la mine Chaabet El-Hamra. Son poids total est environ de 50 Kg.

IV.2 Etude minéralogique et pétrographique

L'étude pétrographique et minéralogique de l'échantillon nous a permis de distinguer les principales minéralisations :

Les pyrites :Elles apparaissent sous trois formes :

- en grains fins xénomorphes 0.050 mm, disséminés dans la dolomie.
- en agrégats (0-0.5 mm).
- en filonnets de 10 à 15 cm de longueur.

La blende :Elle se présente en général sous forme d'agrégats monocristallins, de dimension 10 mm ou en cristaux classiques isolés de dimension 0.08 à 0.3 mm. La répartition de la sphalérite dans les dolomies encaissantes est irrégulière. Elle est présente dans les trois principaux corps porteurs de minéralisation.

La marcassite :Elle se présente sous forme d'agrégats cristallins aplatis. Quant aux minéralisations secondaires:

La galène : est peu fréquente, on la trouve parfois associée à la barytine.

Hématite : est très abondante, parfois associée à la barytine.

La dolomie : présente une teneur importante dans la constitution de la gangue, elle forme les roches encaissantes.

La barytine : est rare, elle se présente sous forme de filonnets, de composition monominérale, formant des nids dans les minerais pyriteux de couleur blanche.

IV.3 Détermination des paramètres physiques du minerai :

a) Masse volumique absolue(ρ) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$\rho = \frac{M}{V_2 - V_1}$$

Tel que :

M : la masse du minerai

V1 : volume initial

V2 : volume final

On y relève les valeurs tel que :

M=20.0g;

V1=20 cm³.

V2=26cm³.

$$\rho = 3.33 \text{ g/ cm}^3$$

b) Taux d'humidité: formule:

$$T \% = \frac{(M1 - Mo)}{M1} * 100$$

M1 = 50 g

Mo = 49.7 g

$$T \% = 0.6 \%$$

c) Porosité:

•

La porosité d'une roche représente le volume des vides contenus dans l'unité de volume.

Formule: "

$$P \% = \frac{\text{volume des vides}}{\text{volume du materiaux}} \times 100$$

$$P \% = 3,76 \%$$

d) Dureté:

Suivant l'échelle de MOHS:

$$D = 5 - 6$$

IV.4 Préparation mécanique

IV.4.1 Généralités :

L'atelier de préparation mécanique, au niveau de toute industrie minière, occupe une place prépondérante dans le choix de procédés technologiques et d'équipements spécifiques. Cette préparation peut influencer à n'importe quel niveau de tout procédé, pouvant soit améliorer, soit diminuer le fonctionnement de tel ou tel type d'équipement primordial. Notons, que la préparation mécanique de minerai est un procédé d'enrichissement physique, permettant d'extraire, au vu d'analyses diverses (minéralogique, pétrographique, chimiques et autres), et libérer le ou les minéraux utiles du minerai, en les concentrant dans des tranches granulométriques, favorables à des traitements ultérieurs, en vue d'obtenir soit un concentré, soit un métal ou autre. Cet atelier fait appel à des opérations de concassage, de broyage et de classification directe ou indirecte.

IV.4.2 Concassage :

IV.4.2.1 Introduction :

La fragmentation d'un solide s'opère sous l'action d'un champ de contrainte tridimensionnel non homogène généré par des forces en contact. Le concassage est une opération particulière dans l'ensemble des opérations de fragmentation. Il commence à un stade précoce de la réduction dimensionnelle, pour faciliter la manutention, l'homogénéisation et le stockage des matériaux.

IV.4.2.2 Concassage

Le concassage est une opération de réduction du tout-venant extrait de la mine ou de la carrière jusqu'à une dimension de l'ordre de quelques centimètres.

➤ Concassage primaire

Le concassage a été effectué à l'aide d'un concasseur à mâchoire au niveau de notre laboratoire de département de génie Minier à l'Ecole Nationale Polytechnique. Ce concasseur permet de réduire un échantillon de 0-50 mm jusqu'à 0-25mm



Figure IV:1: Concasseur à mâchoire

Sachant que la grandeur de certain échantillon du tout-venant ramenés de la mine de Chaabet El-Hamra était supérieur à 100mm, alors on a utilisé un marteau de géologue afin de réduire la taille des blocs jusqu'à la valeur d'ouverture de notre machine.

➤ Concassage secondaire

Après avoir terminé avec le concasseur à mâchoire on utilisé le concasseur giratoire pour réduire la dimension de l'échantillon de 0-25 mm jusqu'à 0-12.5 mm, avec un degré de réduction :

$$i = \frac{D_{max}}{d_{max}}$$



Figure IV:2 : Concasseur giratoire

➤ Concassage tertiaire

Avant de commencer le concassage tertiaire on a fait un criblage préalable de 8 mm pour diminuer la charge.

Et pour les dimensions supérieures à 8 mm on a fait un concassage tertiaire afin d'avoir une dimension de 0-6 mm et après ça, on a serré le concasseur giratoire au maximum pour réduire notre sortie à 3 mm.

IV.4.2.3 Broyage

A la sortie du concasseur, et après avoir réduit la taille des tout-venants jusqu'à obtenir des dimensions inférieures à 3 mm, l'étape suivante consiste à réduire encore la grandeur des grains jusqu'à une certaine granulométrie afin de pouvoir effectuer les essais de flottations qui exigent une certaine granulométrie.

Dans le but d'atteindre la grandeur voulue, le broyage a été effectué à l'aide d'un broyeur à boulets du laboratoire de minéralurgie de l'Ecole Nationale Polytechnique.



Figure IV:3 : Broyeur à boulets

Nous avons obtenu une dimension de l'ordre de 200 μm et cela est après le broyeur à boulets mais après avoir réalisé un tamisage on a constaté que la quantité passante au tamis 100 μm est insuffisante pour pouvoir réaliser nos essais, donc pour augmenter la quantité on a passé à un autre broyeur qui le broyeur à billes, le broyeur à billes a permis d'avoir une granulométrie inférieure à 100 μm par conséquent les exigences de granulométrie ont été respectées.



Figure IV:4: Broyeur à billes

IV.5 Echantillonnage

L'échantillonnage est l'opération qui permet d'obtenir plusieurs échantillons représentatifs à partir d'un seul échantillon primaire en le divisant suivant des procédures bien précises ou bien en utilisant des machines conçues spécialement pour ça.

Cette étape est très importante dans une opération de valorisation, car c'est à partir de là qu'on peut juger la fiabilité des résultats. Il s'agit d'une phase décisive du travail, car seul le bon échantillonnage assure la représentativité de l'échantillon et donc la conservation des propriétés initiales du tout-venant.

On distingue les méthodes suivantes :

IV.5.1 Diviseur à couloir

C'est un instrument qui divise une quantité d'un matériau donné (sec ou légèrement humide) en deux parties représentatives et homogènes. Une partie fera l'objet des analyses et diverses manipulations nécessaires, l'autre constituera un stock témoin.

La largeur des couloirs doit être supérieure à $2D$, où D est la dimension maximale des éléments. Le diviseur que nous avons utilisé au laboratoire a une ouverture de 12mm.

On verse l'échantillon en veillant à répartir la quantité bien au centre et sur toute la largeur du diviseur. Si la quantité est trop importante, on réitère l'opération jusqu'à obtention de l'ordre de grandeur nécessaire.



Figure IV:5 Diviseur à couloire manuel

IV.5.2 Diviseur rotatif :

C'est une opération qui consiste à diviser une quantité de minerai donnée en plusieurs parties représentatives et homogènes en utilisant un appareil spécifique qu'on nomme le diviseur rotatif. Le minerai est déposé sur une goulotte d'alimentation de vitesse réglable qui permet de transporter le minerai vers la couronne dont la vitesse de rotation est réglable à son tour. Cette dernière est responsable de la répartition de l'échantillon sur les récipients. A la fin de l'opération, tous les récipients sont homogènes et représentatifs et peuvent être objet d'analyses et diverses manipulations nécessaires.



Figure IV:6 : Diviseur rotatif

IV.6 Analyse granulométrique

IV.6.1 Introduction

L'analyse granulométrique est l'opération qui consiste à faire passer une masse connue de minerais à travers une série de tamis dont les ouvertures suivent des lois conformément aux normes afin de connaître la distribution granulométrique de l'échantillon. Elle est préalablement nécessaire, dans le but de connaître le comportement de la roche lors du concassage, c'est-à-dire sa tendance à suivre un comportement bien précis que ce soit la fragmentation en des classes de fines particules, ou bien l'abondance des classes de gros grains, en fonction de la constitution des grains et leurs dureté.

Pour définir l'état granulométrique du minerai, on effectue un concassage sur un échantillon de poids connu puis un quartage jusqu'à l'obtention de la masse voulue. L'analyse a été effectuée sur une série de tamis AFNOR allant de 4 à 0,1 mm, pour un échantillon d'1 kg.

Après un tamisage par voie sèche, on pèse puis on analyse le refus de chaque tamis. Les résultats obtenus sont portés sur le tableau (IV.2) ci-dessous et présentés par la figure IV.8.

IV.6.2 Courbes granulométriques

L'analyse est effectuée par tamisage à l'aide d'une série de tamis Retsch ISO 3310, sur une tamiseuse Retsch AS200.



Figure IV:7 : Tamiseuse.

Le choix des tamis s'est fait à partir de la formule $D_{inf} = D_{sup} / 1,189$ représentant la série normalisée américains de tamis Tyler

Où D_{sup} : est l'ouverture du premier tamis de la colonne

D_{inf} : est l'ouverture du tamis suivant.

Le tamisage a été effectué en 3 séries de 6, 5, 5 tamis chacune, sur une durée de 20 mn.

Le premier tamis a une ouverture de 4mm

Les résultats sont représentés dans le tableau suivant :

Mailles (mm)	Refus (g)	Répartition (%)	Refus Cumulés %	Passant Cumulés %
+4	345,66	34,57	34,57	65,43
-4+3.15	78,26	7,83	42,39	57,61
-3.15-2.50	58,6	5,86	48,25	51,75
-2.50+2.00	45,6	4,56	52,81	47,19
-2.00+1.60	42,8	4,28	57,09	42,91
-1.60+1.25	41,3	4,13	61,22	38,78
-1.25+1	41,8	4,18	65,40	34,60
-1+0.80	39,4	3,94	69,34	30,66
-0.80+0.63	42,8	4,28	73,62	26,38
-063+0.50	37,8	3,78	77,40	22,60
-0.50+0.4	33,2	3,32	80,72	19,28
-0.4+0.315	28,8	2,88	83,60	16,40
0.315+0.250	28	2,80	86,40	13,60
-0.250+0.20	23,7	2,37	88,77	11,23
-0.20+0.16	23,5	2,35	91,12	8,88
-0.16+0.1	41,8	4,18	95,30	4,70
-0.1	45	4,50	99,80	0,20

Tableau IV-1 : Analyse granulométrique exprimée en gramme

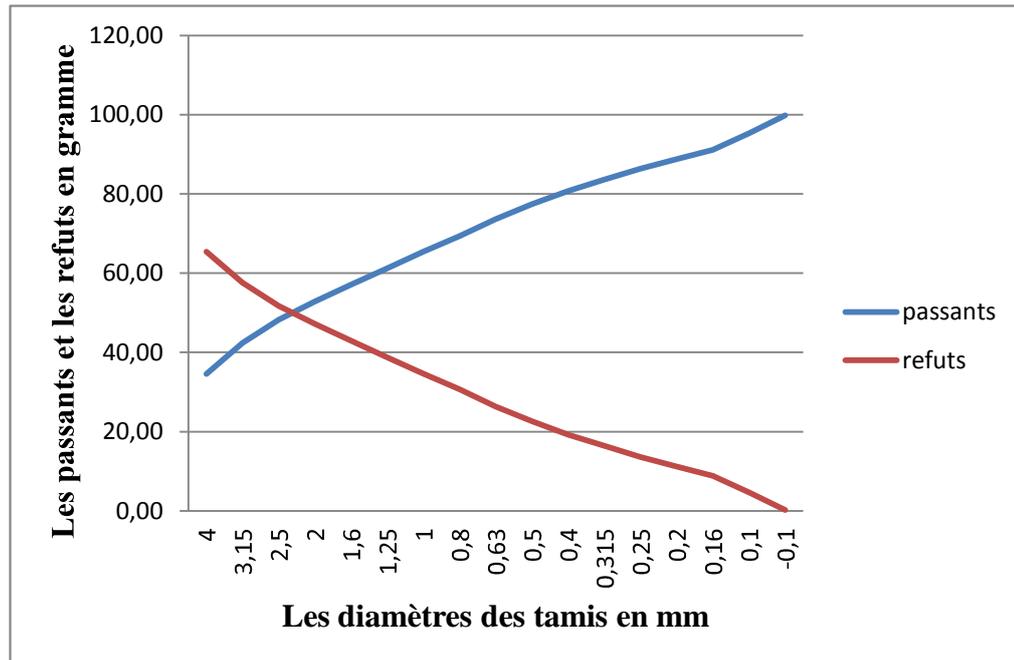


Figure IV:8 : Courbe granulométrique des passants et du refus en fonction des diamètres des tamis.

IV.6.3 Interprétation des résultats :

La courbe des refus cumulés présente une concavité tournée vers le bas, avec une pente négative, tandis que la courbe des passants cumulés présente une concavité tournée vers le haut avec une pente positive. Cela s'explique par le fait que :

Le coefficient de courbure (Cc) :

$$Cc = \frac{d_{30}^2}{d_{60} * d_{10}}$$

$$Cc = \frac{0,9^2}{0,2 * 3,60} = 1,12$$

Cela s'explique par le fait que la minéralisation soit relativement tendre, provoquant par la suite des difficultés dans la séparation gravimétrique (Analyse densimétrique), dues à la présence excessive de fines ou de mixtes.

Le coefficient d'uniformité d'Hazen (Cu) :

$$Cu = \frac{d_{60}}{d_{10}}$$

$$Cu = \frac{3,60}{0,2} = 18$$

Il ressort que la granulométrie soit étalée, le minerai présentant donc une granulométrie hétérogène, ce qui nous laisse dire que la résistance mécanique des différents composants minéralogiques de l'échantillon soit très variable

IV.7 Séparation par nappe pelliculaire fluente

IV.7.1 Rappel

La séparation des minéraux par nappe pelliculaire fluente est une méthode qui repose sur la gravité, cette méthode est fortement utilisée en industrie, car elle ne demande aucune préparation sauf un concassage et un éventuel broyage. Par contre, le seul inconvénient est la forte consommation en eau et comme notre pays est un pays en striasse hydrique, par conséquent les table à secousses au niveau des usines de traitement doivent avoir un circuit de recyclage afin de récupérer l'eau pour le recycler sur la table à secousse afin d'économiser l'eau.

IV.7.2 Table à secousses

La table à secousses est un appareil qui provoque un mouvement de va et vient en partie accélérer, en partie décéléré et permet ainsi l'enrichissement gravimétriques des minéraux solides. La table à secousses qui se trouve au niveau de laboratoire de département génie minier et de type KHD Humboldt Wedag.



Figure IV:9: Table à secousses KHD Humboldt Wedag.

IV.7.3 : Mode opératoire:

La séparation par nappe pelliculaire fluente est un procédé qui consiste à alimenter notre table à secousses par une masse du tout-venant avec une granulométrie bien spécifique, ensuite on va changer au fur et à mesure le débit de l'eau pour trouver une meilleure position de la vanne qui correspond à un meilleur débit, puis on va fixer la vanne autrement dit le débit, on va changer la pente de la table à secousses afin de trouver les paramètres optimaux pour avoir une meilleure récupération du blende .

Sachant, que on a introduit une masse de 1000g de tout-venant concassé de dimension de 0 à 800 μ m dans la boîte d'alimentation, à chaque fois on varie la pente de la table ainsi les débits de l'eau, on a commencé l'essai de séparation par nappe pelliculaire fluente jusqu'à la consommation du tout-venant qui se trouve dans la boîte d'alimentation, après avoir effectué plusieurs essais en passant à la partie interprétation et discussion des résultats .

Cependant, on doit avoir le minerai le plus riche en blende va être récupéré dans la zone de la récupération c'est à dire la zone (1), et pour la zone 2 qui est une zone mixte on va avoir des concentrés et des particules denses et grossières avec quelques particules mixtes, alors que le minerai le plus léger c'est à dire le stérile sera récupéré dans les zones 3 et 4.

IV.7.3.1 Paramètres étudiés:

On va étudier l'influence de :

- Variation de débit d'eau.
- Variation de la pente.

IV.7.3.2 Influence de débit d'eau

Après avoir varié la position de la vanne (débit de l'eau), à une pente fixe de 6% , on a obtenu différentes quantités du concentré en fonction de débit de l'eau.

IV.7.3.3 Résultats:

Débit d'eau	Poids (g)	Rendement pondéral (%)
Débit faible (position de vanne 1)	63	6,3
Débit moyen (position de la vanne 2)	120	12
Débit fort (position de la vanne 3)	37	3,7

Tableau IV-2 : Le concentré de la blende obtenu a une pente de 6 % en fonction de débit de l'eau

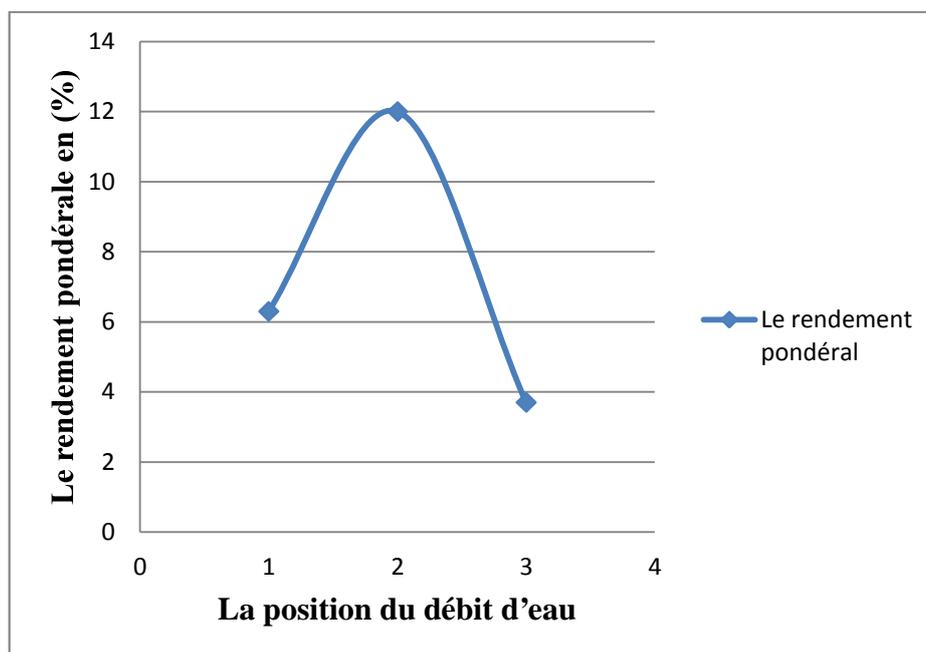


Figure IV:10 : Le rendement pondéral en fonction de la position du débit d'eau

IV.7.4 Interprétation:

Lorsqu'on a fixé la pente à 6% on a obtenu:

- à la position (1) de la vanne on a récupère 63g à la zone (1) qui est équivalent à 6,3% en rendement pondéral, cette quantité est faible et pareille pour les autres zones 2,3 et 4, puisque le débit de l'eau est faible à la position (1), résultat le minerai se trouver piège au niveau riffles, comme illustre la photo ci-dessous.

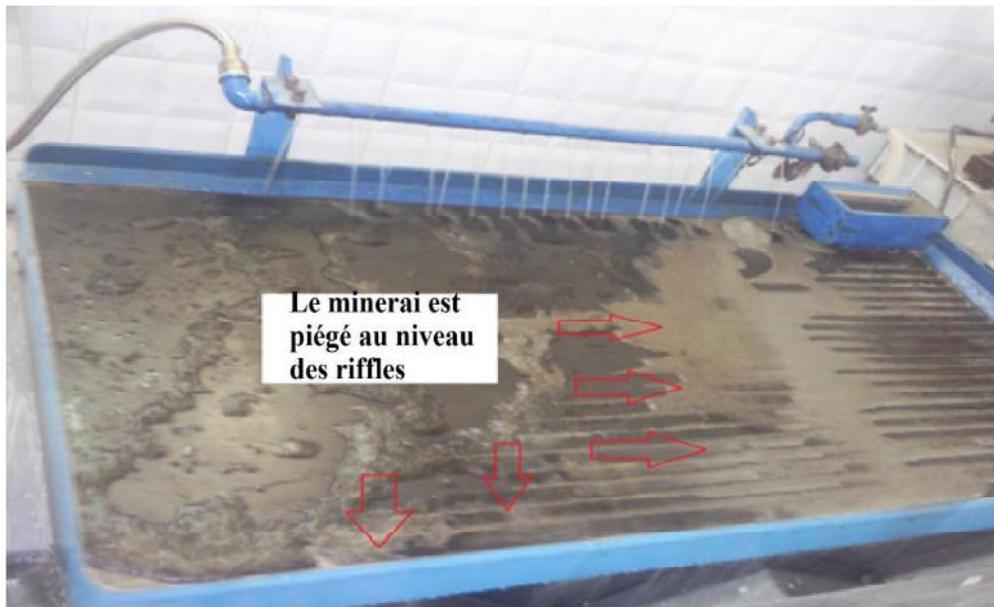


Figure IV:11 : Essai de valorisation par table à secousses lorsque le débit est faible

- Après avoir augmenté le débit jusqu'à la position (2) de la vanne on a remarqué que cet essai est le plus répondu avec une meilleur récupération de la blende dans la zone (1) avec un concentré de 120g qui correspond à un rendement pondéral de 12%, étant donné que le débit d'eau est puissant donc la blende a peut migrer vers la zone (1), comme est illustré par la photo ci-dessous.



Figure IV:12 : Essai de la Table à secousses lorsque le débit d'eau moyen

- Lorsque le débit d'eau est en max on a un essai perdu, d'ailleurs le minerais a été retrouver dans les deux zones (3) et (4) et une petite récupération été obtenu à la zone (1) avec un rendement pondérale 3,7% et idem pour la zone 2, car le débit de l'eau est très fort cela va éviter que les minerais soit séparé, puisque la force de débit d'eau est importante par rapport à la force de gravite des particules, par conséquent le minerais n'a pas peut être séparé, et la photo ci-dessous montre bien le résultat obtenu.

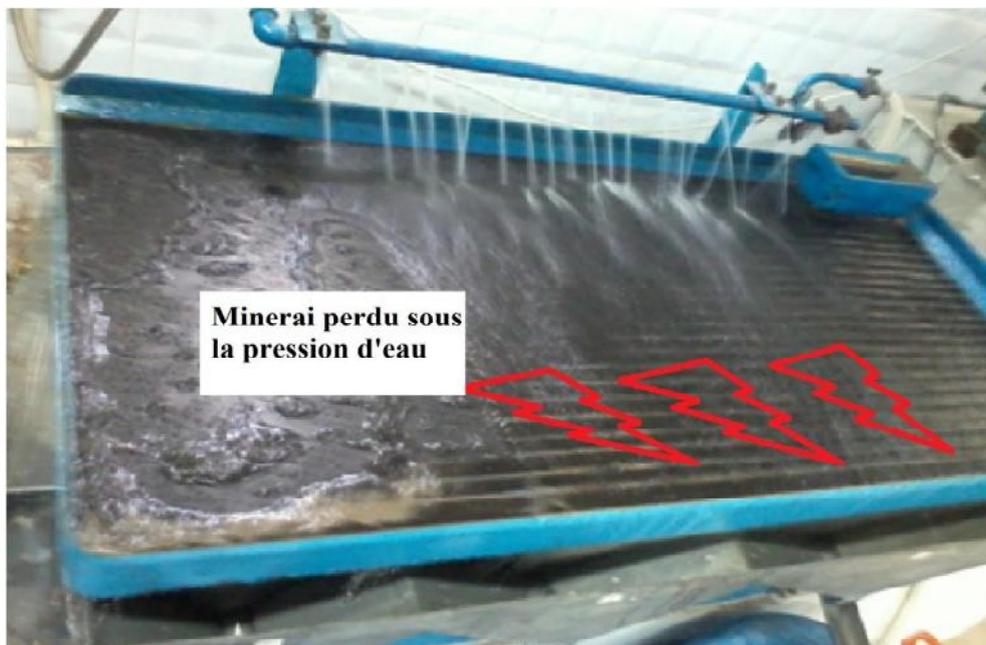


Figure IV:13 : Table à secousses lorsque le débit d'eau fort

IV.7.5 Influence de variation de la pente

On a fixé le débit à un débit moyen (position 2) en variant la pente à chaque fois pour trouver une pente optimale.

IV.7.6 Résultats:

Pentes (%)	poids (g)	Rendement pondéral (%)
6	120	12
8	131	13,1
10	189	18,9
12	174	17,4

Tableau IV-3 : Le concentré de la blende obtenu en fonction la pente de la table à secousses

:

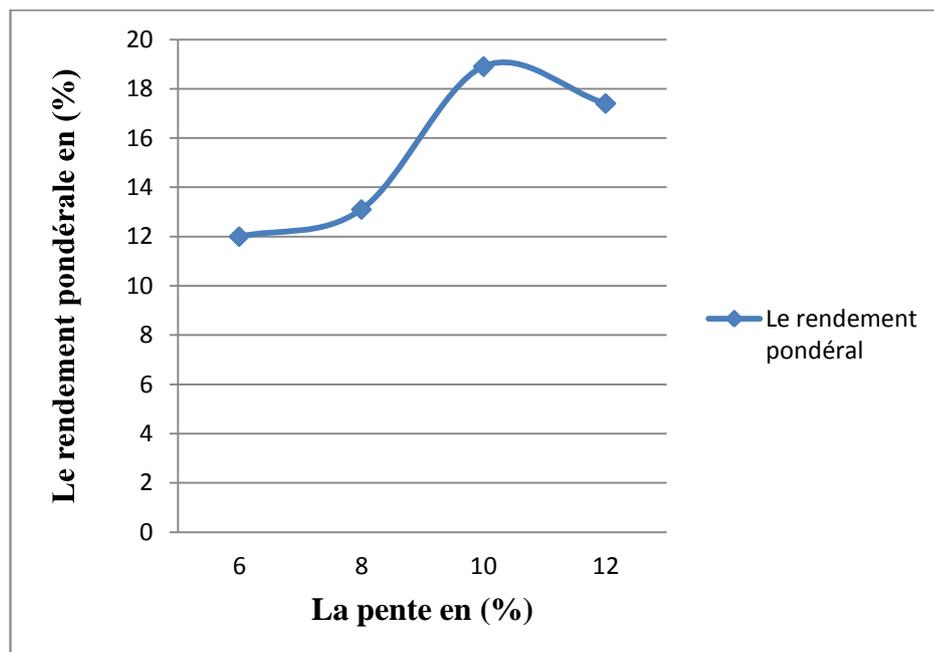


Figure IV:14 : Le rendement pondéral en fonction de la pente

IV.7.7 Interprétation:

- En augmentant la pente de 6% jusqu'à 10% on trouve que le concentré a augmenté et à la pente qui correspond à 10% on a le meilleur résultat, car cela est due que le minerais a peut migrer vers la zone de récupération (zone 1), dans ce cas le minerais a été séparé par gravité et transporté par le débit d'eau.
- Pour une pente de 12% on a obtenu un concentré de 174g avec un rendement pondérale de 17,4% cette diminution se justifier par le surplus de la pente et à cet

effet la force de gravité a dominé donc on a récupéré la majorité de minerais dans les deux zones (3) et (4).

- **Conclusion**

Conclusion tirée de manipulation de la table à secousses dans le cas de la blende : pour avoir un meilleur rendement avec cette méthode on doit fixer la pente de la table à 10% avec un débit d'eau moyen.

IV.8 Flottation :

IV.8.1 Rappel sur la théorie de flottation

La flottation est un procédé de traitement physico-chimique pour les particules fines, basé sur les propriétés superficielles de minérales, ayant un avantage pour la séparation des minéraux qui ayant la même densité chose qui n'est pas possible avec la méthode de gravité, particulièrement elle permet des taux de récupération élevés pour de faibles teneurs.

IV.8.2 Préparation des échantillons:

On a effectué deux broyages car la méthode de flottation du zinc exige une granulométrie inférieure à 100 μ m, les détails de préparation ont été cités au paravent (à la partie de broyage), puis l'étape de tamisage enfin l'échantillonnage afin d'avoir un échantillon représentatif.

On va faire 12 essais de flottations, sachant qu'on aura besoin de 250 g pour chaque essai, donc pour réaliser nos essais on doit avoir au minimum 3000g de minerais ayant une granulométrie inférieure à 100 μ m.

IV.8.3 Mode opératoire

La cellule de flottation (type Denver D12) doit être remplie d'eau distillée pour éliminer tous les minéraux existant dans l'eau, puis on ajoute le minerai de façon à obtenir une pulpe de 1L avec un rapport solide-liquide d'environ 25%. A chaque essai on pèse 250 g de minerais pour 750ml d'eau distillée, et pour chaque essai nous allons réaliser deux essais de flottation, flottation principale et contrôle, ce dernier est dans le but d'augmenter la quantité de concentrée totale.

La cellule de flottation est de type Denver D12, elle est composée de :

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



Figure IV:15: Cellule de flottation

➤ **Les réactifs utilisés pour l'essai de flottation**

Les réactifs utilisés dans les essais de flottation sont décrits dans le tableau ci-dessous :

Réactifs	Nom du réactif
Régulateur de milieu	La chaux (CaO)
Déprimant	La chaux (CaO)
Activant	Sulfate de cuivre (CuSO ₄)
Collecteur	Amylxanthate
Moussant	Huile de pain

Tableau IV-4 : Les réactifs utilisés dans les essais de flottation

IV.8.4 Paramètres étudiés :

Les essais de flottations comprennent plusieurs paramètres qui peuvent influencer sur la récupération du concentré ou bien du produit de la cellule et d'avoir une teneur plus élevée d'où l'objectif de cette méthode, le contexte de notre travail est d'optimiser les paramètres de flottation, donc notre étude se basera sur :

- L'influence de la quantité collecteur;
- L'influence de la quantité activant ;
- L'influence du temps de raclage.

Pour mettre en œuvre cette procédure nous allons varier au fur et à mesure un paramètre et de fixer les deux autres paramètres, dans cette optique on va arriver à l'objectif de flottation.

IV.8.4.1 Influence de la quantité du collecteur A.X :

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

Réactifs	Quantités g/t			
Amylaxanthate	100	150	200	250

Tableau IV-5 : Les quantité de Amylaxanthate consomme

Après avoir pesé 250g du minerais, et de verser 750ml d'eau distillé, à ce stade nous avons préparé notre pulpe de 1L contenant 25% en solide.

➤ Flottation principale :

On va respecter le mode opératoire de flottation de la blende.

On ajoute dans la cellule :

- La chaux (CaO) pour fixer le PH entre 10 à 11;
- L'activant de la blende, le sulfate de cuivre (CuSO₄) : 300 g/tonne, le temps de conditionnement est de 5 min;
- Le collecteur, l'amyloxanthate, conditionnement est de 5 min.
- Le moussant : 12.5 g / tonne de l'huile de pins, le temps de conditionnement est de 1 min.
- On introduit de l'air ;
- Le temps de raclage est de 5 min.

On récupère la mousse formée à la surface pendant 5 min et après filtration et séchage, nous allons avoir le concentré 1.

➤ **Flottation de contrôle:**

Suite à l'essai principal, on va entamer l'essai de contrôle, selon le protocole suivant :

- On ajoute 50 g / tonne d'amylxanthate, le temps de conditionnement est de 3 min.
- 12.5 g / tonne de l'huile de pins, le conditionnement est de 1 min.
- On introduit de l'air ;
- Le temps de raclage est de 3 min.

On récupère la mousse pendant 3 min, on passe à la filtration et au séchage afin d'avoir le concentré 2 (C2).

Le schéma global de flottation est représenté dans la figure (IV-16) suivante :

Figure IV.16 : Le schéma global de flottation

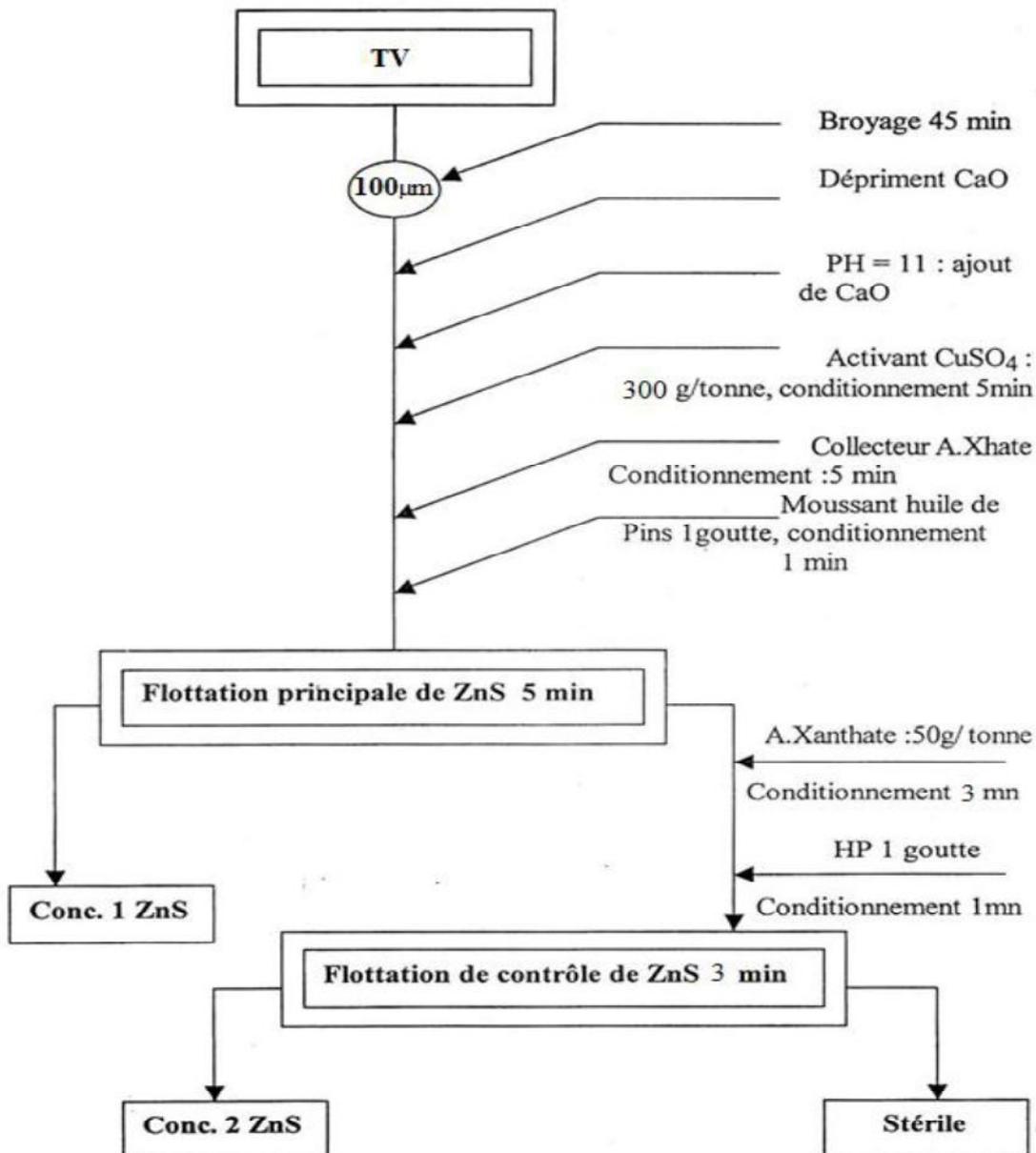


Figure IV.16 : Le schéma global de flottation

- ❖ Les résultats obtenus après avoir récupéré les deux concentrés au four (après séchage) puis l'étape de la pesée, ces deux étapes seront répétées à chaque fois et cette procédure se répète pour les quantités du collecteur 150g/t, 200g/t et 250 g/t, afin de trouver la quantité optimale d'Amylxanthate.

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	85.90	34.36
C ₂	41.20	25.10
Total	127.10	59.46

Tableau IV-6: Résultat de l'influence du collecteur A.X : 100 g/tonne

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	76.20	30.48
C ₂	29.10	16.34
Total	105.30	47.22

Tableau IV-7 : Résultat de l'influence du collecteur A.X : 150 g/tonne

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	54.20	21.68
C ₂	43.40	22.16
Total	97.60	43.84

Tableau IV-8 : Résultat de l'influence du collecteur A.X : 200 g/tonne

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	62.70	25.08
C ₂	28.80	15.37
Total	91.50	40.45

Tableau IV-9 : Résultat de l'influence du collecteur A.X : 250 g/tonne

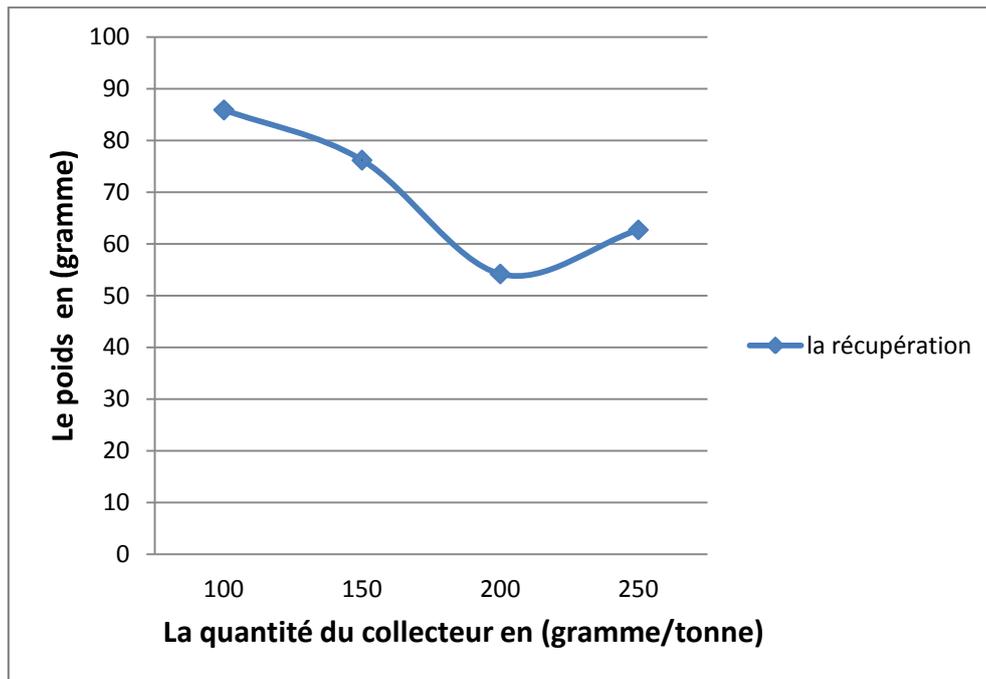


Figure IV:17: Le poids du concentré C1 en fonction de la quantité du collecteur (essais principale)

IV.8.4.2 Interprétation

D'après le graphe, on remarque que la récupération de la blende diminue lorsqu'en augmentant la quantité de collecteur de 100 à 200 g/t, c'est-à-dire qu'il y a une relation inversement proportionnel entre la récupération et la quantité du collecteur, néanmoins nous avons trouvé que la récupération a augmenté quand la quantité de collecteur varié de 200 à 250 g/t. donc après cet essai on a conclu que la quantité optimale de collecteur est 200 g/t.

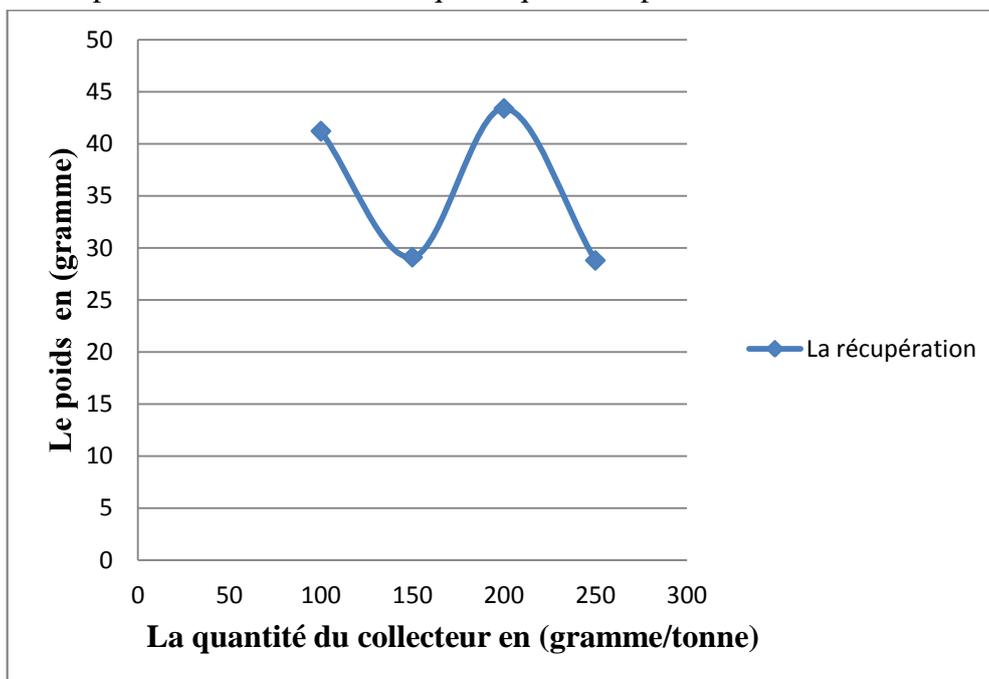


Figure IV:18: Le poids du concentré C2 en fonction de la quantité du collecteur (essais de contrôlé)

- **Interprétation**

D'après ce graphique c'est qu'il n'y a pas une relation stable entre la récupération et la quantité du collecteur, mais on peut dire que la récupération a été maximale dans le cas où la quantité du collecteur est égale à 200 g/t, tandis que la valeur minimal de la récupération a été enregistrée quand on a utilisé une quantité de collecteur 250 g/t.

- **Remarque**

Pour confirmer les résultats obtenu on doit faire les analyse chimique pour déterminer les différentes teneurs obtenu après flottation et comme ce n'est pas possible, dans ce cas nous allons confirmer nos résultats par la densité, car la teneur et la densité sont proportionnelles, pour trouve la densité on va utiliser la méthode de pycnomètre.

- **Mode opératoire de Calcul de la densité**

- Peser le pycnomètre vide : masse m1.
- Prendre environ 25 grammes d'un échantillon.
- Verser environ 25 g d'échantillon 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.

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

$$d = \frac{m2 - m1}{m4 - m1 - m3 + m2}$$

❖ Sachant que la densité de nos tout venant est de 3,2

- **Rendement pondéral**

- Exemple de calculer :

Pour une quantité de collecteur de 100g/t on a une récupération de 84.90

$$\begin{array}{l} 250\text{g} \quad \longrightarrow \quad 100\% \\ 84.90\text{g} \quad \longrightarrow \quad x\% \end{array}$$

$$x = \frac{84,90 * 100}{250} = 34,36\%$$

Les résultats obtenus pour chaque produit de mousse ont été rassemblés dans le tableau ci-dessous

Produits	Quantité d'amyloxanthate (g/t)	100	150	200	250
C ₁ +C ₂	Densité (g/ml)	3,57	3,65	3,78	3,77
	Rendement pondéral (%)	50,84	42,12	39,04	36,6

Tableau IV-10 : Variation de la densité et le rendement pondéral total en fonction de la quantité du collecteur A.X

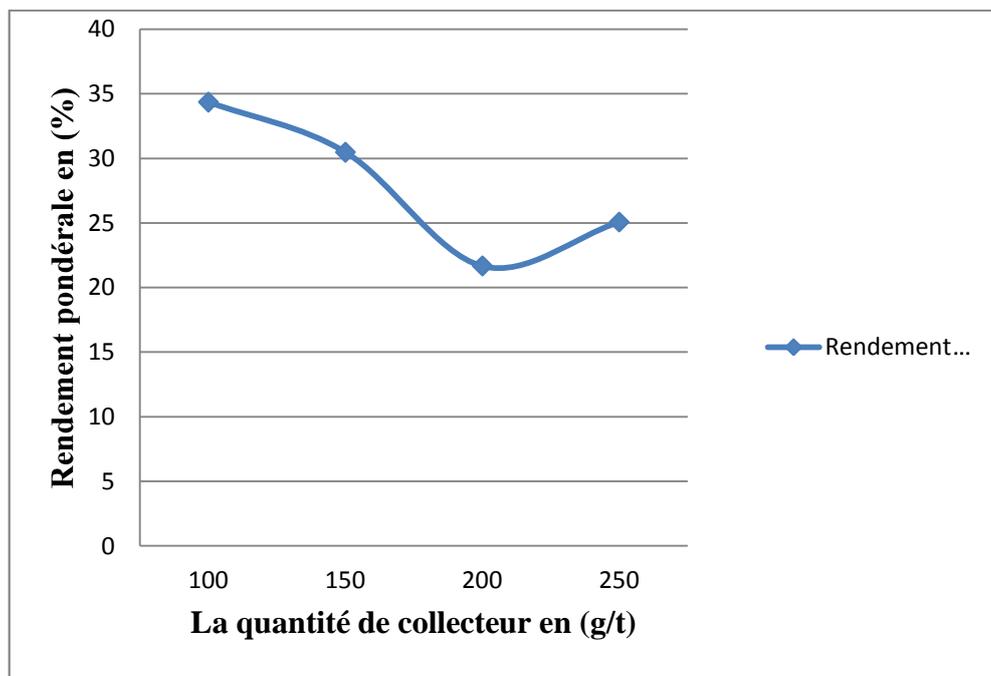


Figure IV:19:Le rendement pondéral du concentré total en fonction de la quantité de collecteur AX

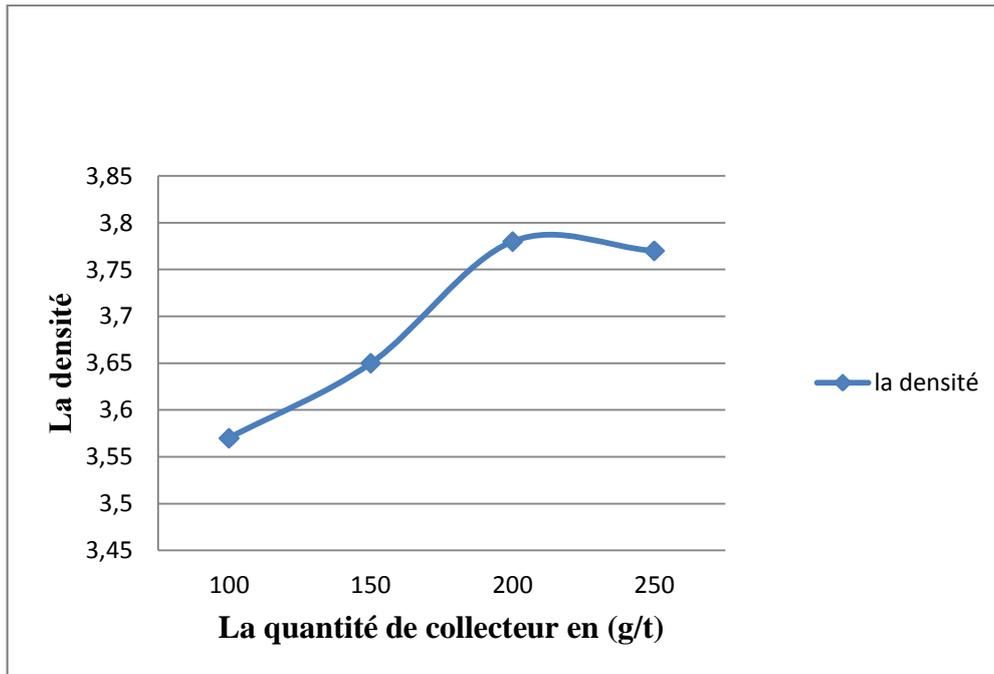


Figure IV:20 : Variation de la densité du concentré total en fonction de la quantité du collecteur A.X

- **Interprétation et dissociations des graphes :**

- D'après le graphe de rendement pondéral (C_1+C_2) en fonction de la quantité de collecteur, on constate que dans l'intervalle [100-200] g/t que la quantité de collecteur augmente cela va engendrer la diminution de rendement pondéral cela veut dire qu'il existe une relation inversement proportionnelle entre eux, mais à partir de la valeur 200g/t le rendement pondéral commence à augmenter.
- Pour le graphe de la densité de concentré total en fonction de la quantité de collecteur on voit que si la quantité de la collecteur augmente de 100g/t à 200g/t la densité augmente aussi, et la valeur maximale de la densité a été enregistrée dans la valeur 200g/t de collecteur.
- Grâce aux deux interprétations précédentes on constate qu'il existe une relation inversement proportionnelle entre la densité (teneur) et le rendement pondéral correspond à différentes valeurs de collecteur ajoutés.

- **Conclusion**

A partir des résultats obtenus après les essais effectués dans le cas de variation de la quantité de collecteur on a conclu que la valeur optimale de la densité (teneur) correspond à 200g/t. Donc pour que l'opération de flottation se déroulera dans les meilleures conditions on doit fixer la quantité du collecteur à 200g/t, puis on passe au deuxième paramètre qui est la variation de l'activant.

IV.8.4.3 Influence de la quantité du l'activant CuSo4

Réactifs	Quantités g/t			
Sulfure du cuivre CuSo4	200	250	300	350

Tableau IV-11 : Les quantités consomme pour le paramètre CuSo4

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	38,6	15,44
C ₂	35,5	16,79
Total	74,1	32,23

Tableau IV-12 : Résultat de l'influence du l'activant CuSo4 : 200 g/tonne

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	34,4	13,76
C ₂	18,9	8,76
Total	53,3	22,52

Tableau IV-13 : Résultat de l'influence du l'activant CuSo4 : 250 g/tonne

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	54,2	21,68
C ₂	43,4	22,16
Total	97,60	43,84

Tableau IV-14 : l'influence du l'activant CuSo4 : 300 g/tonne

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	45,4	18,16
C ₂	21,5	10,50
Total	66,9	28,67

Tableau IV-15 : Résultat de l'influence du l'activant CuSo4 : 350 g/tonne

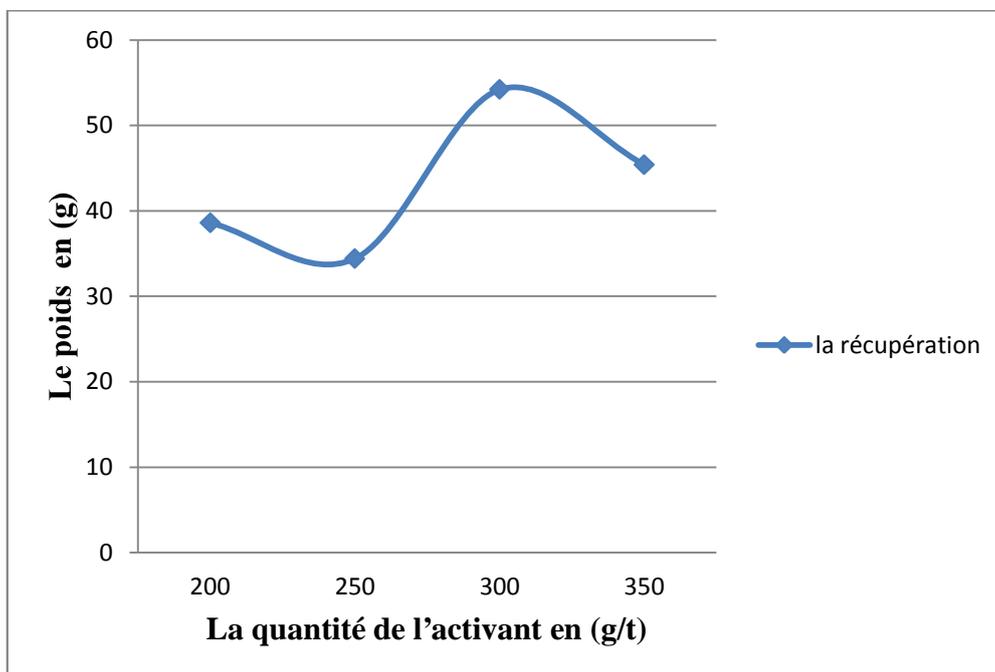


Figure IV:21 Le poids du concentré C1 en fonction de la quantité de l'activant (essais principale)

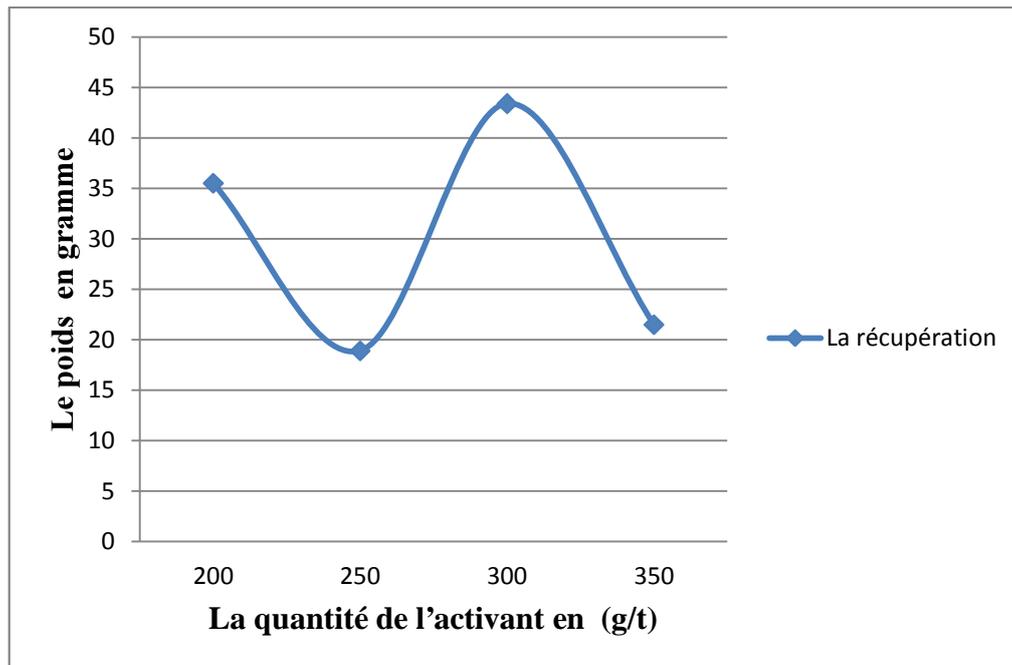


Figure IV:22: Le poids du concentré C2 en fonction de la quantité de l'activant (essais de contrôle)

• **Interprétation**

- Lorsque la quantité de l'activant augmente cela génère la diminution de la récupération dans les intervalles [200-250] et [300-350]g/t, et l'inverse pour l'intervalle [250-300]g/t. tel que on a marqué une progression des quantités récupérés dans les deux essais de flottation (principale et contrôle).
- La récupération atteint une valeur maximale dans le cas où la quantité de l'activant ajouté est de 300(g/t), cela est constaté pour les deux essais (principal et contrôle) dont les récupérations sont 54,2g et 43,4g respectivement.

Produits	Quantité l'activant CuSo4 (g/tonne)	200	250	300	350
C ₁ +C ₂	Densité (g/ml)	3,78	3,80	3,79	3,76
	Rendement pondérale (%)	29,64	21,32	39,04	26,76

Tableau IV-16 : Variation de la densité et de rendement pondéral total en fonction de la quantité du l'activant CuSo4

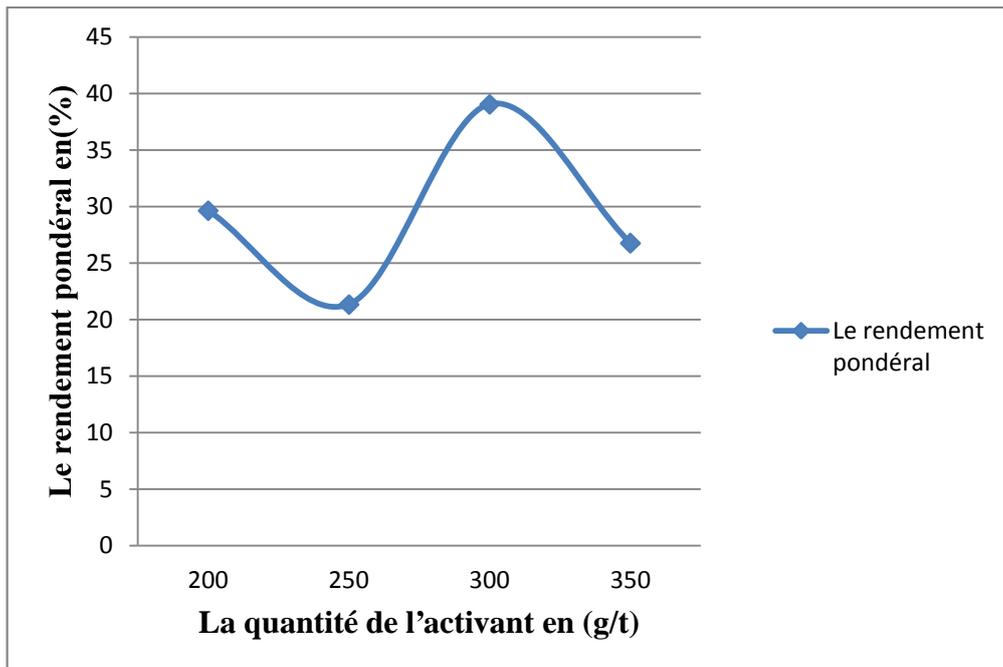


Figure IV:23: Le rendement pondéral de la concentré total en fonction de la quantité de l'activant CuSO_4

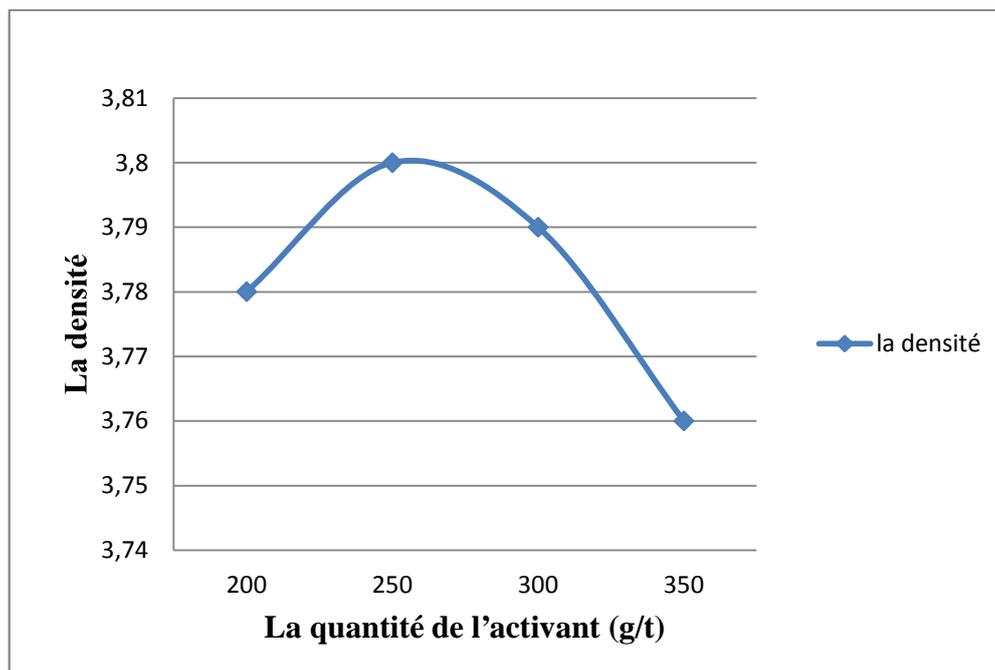


Figure IV:24 : La densité du concentré total en fonction de la quantité du l'activant CuSO_4

- **Interprétation**

- D'après le graphe de rendement pondéral du concentré total pour le cas où on a variée la quantité de l'activant on voit que l'évolution de pourcentage du rendement pondéral n'est pas uniforme en fonction de la quantité du l'activant ajouté,
- Le rendement maximale dans ce cas correspond à une quantité d'activant de 300g/t. avec une valeur de 39,04%
- Après le calcul de la densité du concentré total pour chaque valeur de l'activant on constate que l'augmentation de l'activant de 200g/t à 250g/t a généré une augmentation de densité, en revanche dans l'intervalle ou on a variée l'activant de 250g/t à 300g/t a généré a une diminution de la densité.
- La valeur maximale de la densité (teneur) a été correspondue a une quantité de l'activant de 250g/t, avec une valeur de 3,8.
- Le rendement pondéral de 21,32% nous a permis d'obtenir une valeur optimale de la densité 3,8.

- **Conclusion**

Après la fixation de collecteur à 200g/t et la variation de la quantité d'activant afin de trouver les paramètres optimales de l'activant, puis on a fait la méthode de pycnomètre et la valeur maximale de la densité est 3,8 et que cette valeur correspond à une quantité d'activant de 250g/t, donc pour le dernier paramètre (temps du raclage), on doit fixer notre activant à une valeur optimale (250g/t).

IV.8.4.4 Influence du temps de raclage

Réactifs	Temps (minutes)			
Temps du raclage	3	4	5	6

Tableau IV-17 : Le changement du temps de raclage

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	34,4	13,76
C ₂	9,1	4,22
Total	43,5	19,98

Tableau IV-18 : Résultat de l'influence du temps de raclage : 3 min

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	37,5	15
C ₂	18,9	8,89
Total	56,4	23,89

Tableau IV-19 : Résultat de l'influence du temps de raclage: 4 min

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	37,9	15,16
C ₂	27,8	13,10
Total	65,7	28,26

Tableau IV-20 : Résultat de l'influence du temps de raclage: 5 min

Produits	poids (g)	Rendement pondérale (%)
C ₁	38,1	15,24
C ₂	28,2	13,30
Total	66,3	28,54

Tableau IV-21 : Résultat de l'influence du temps de raclage: 6 min

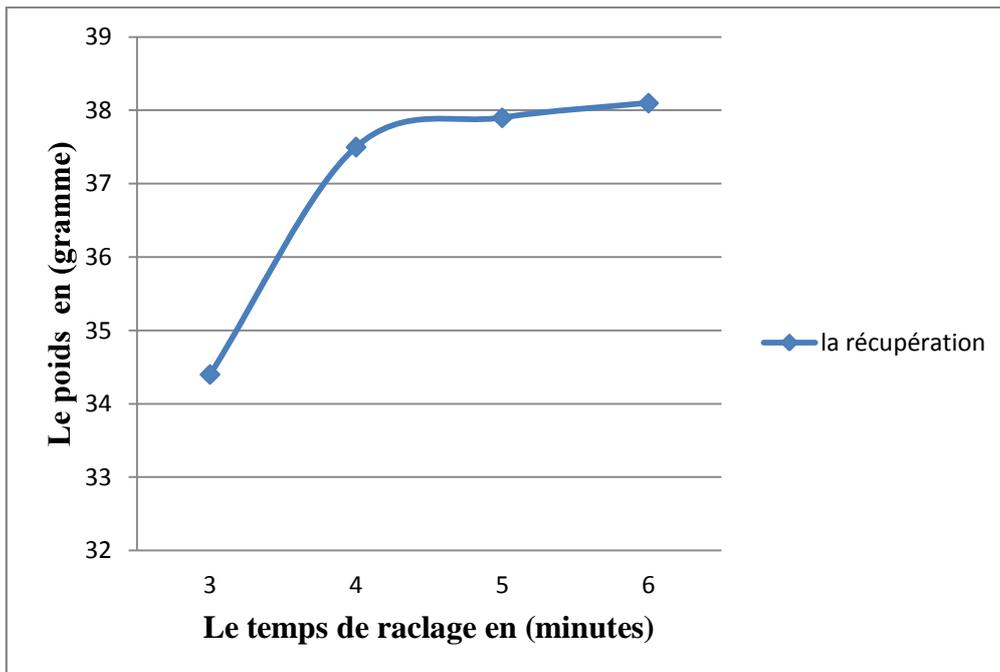


Figure IV:25: Le poids du concentré C1 en fonction du temps de raclage (Essais principale)

• Interprétation

- A partir du graphe on peut dire que l'augmentation du temps de raclage a entraîné un accroissement de la récupération, mais avec un taux d'accroissement différent car dans l'intervalle de 3min a 4min ce dernier a été considérable, par contre de 4min a 6min la récupération a été presque négligeable et elle a une intendance a se stabilise.
- La récupération maximale a été enregistrée dans la valeur 4min et après reste presque stable.

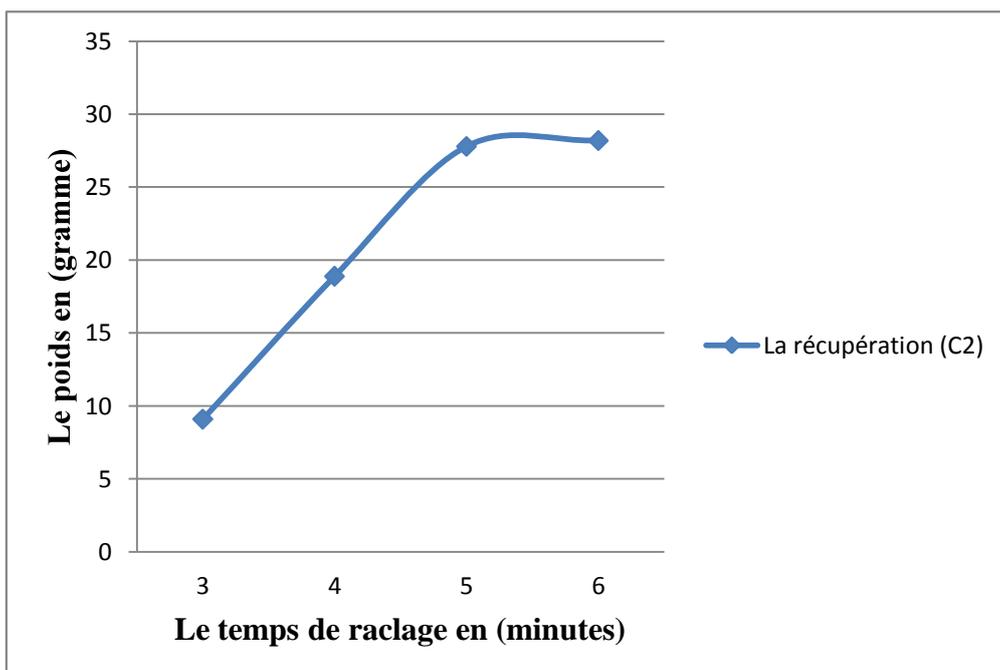


Figure IV:26 Le poids du concentré C2 en fonction du temps de raclage (essais de contrôle)

- **Interprétation**

- Pour les essais de contrôles on voit que la récupération augmente avec l'augmentation du temps de raclage c'est à dire qu'il existe une relation proportionnelle ente eux.
- La récupération a évolué progressivement jusqu'à la valeur de 27,8g, après 5 min de raclage, au-delà de 5min la récupération reste constante.

Produits	Temps du raclage (min)	3	4	5	6
C ₁ +C ₂	Densité (g/ml)	3,85	3,82	3,79	3,74
	Rendement pondérale (%)	17,4	22,56	26,28	33,24

Tableau IV-22: La densité et le rendement pondéral obtenu en fonction du temps de raclage

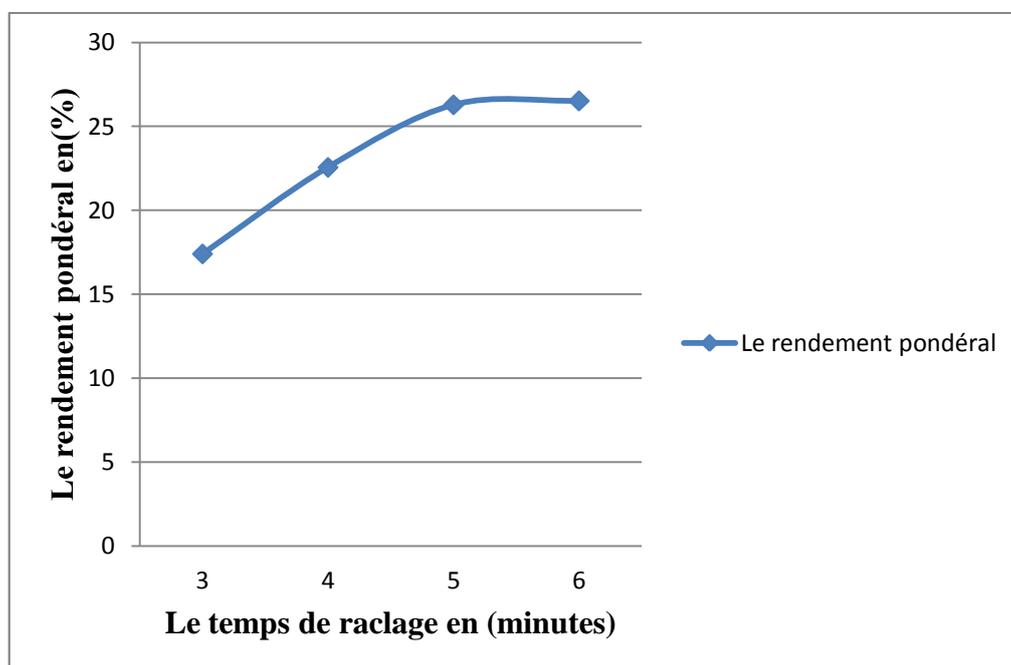


Figure IV:27: Le rendement pondéral du concentré total en fonction du temps de raclage

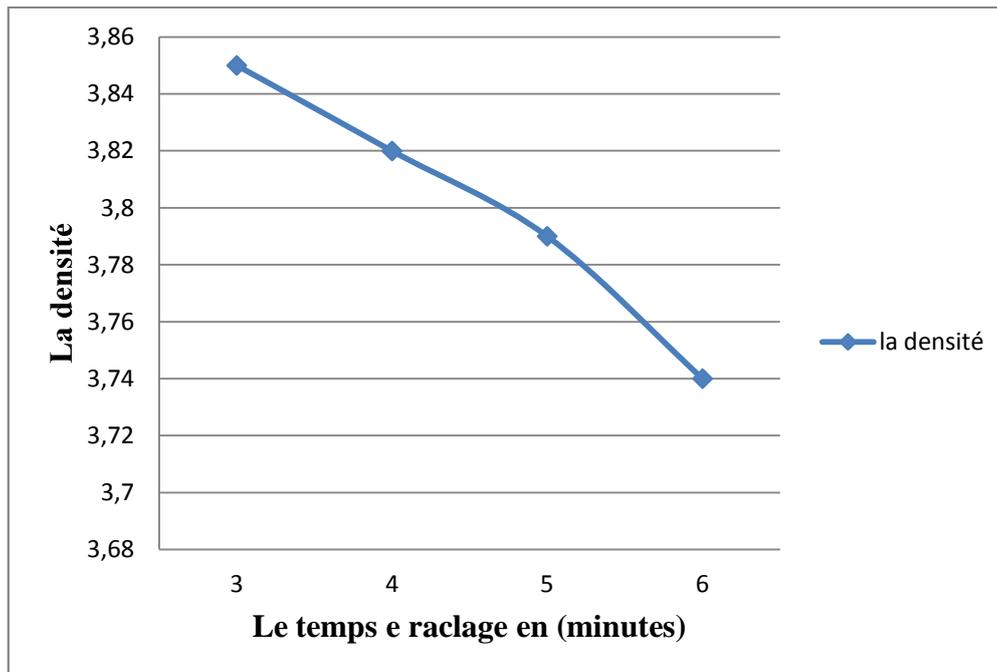


Figure IV:28: la densité du concentré total en fonction du temps de raclage

• Interprétation

- D'après les résultats de rendement pondéral obtenus sous l'influence du temps de raclage on constate qu'il existe une relation proportionnelle entre le rendement pondéral et le temps de raclage dans l'intervalle [3-5] min puis il commence à se stabiliser, de 5 à 6 minutes; le rendement pondéral atteint sa valeur maximale après 5min de raclage.
- Pour le graphe de densité en fonction du temps de raclage on a remarqué que l'augmentation du temps de raclage provoque une chute de la valeur de densité, c'est-à-dire il existe une relation inversement proportionnelle entre la densité (teneur) du concentré récupéré et le temps de raclage, tel que au début de flottation, les mousses ont été riche en ZnS (la blende), mais si on augmente le temps de raclage cela influe négativement sur la teneur du concentré obtenu, car le raclage excessive provoque un assemblage d'une partie de la gangue avec le concentré récupéré.

• Conclusion

D'après les résultats obtenus durant les essais de flottation du minerai de la blende afin de valoriser ce dernier on peut dire que en fixant les valeurs optimales des paramètres variés, on s'approche des normes du marché pour commercialiser le minerai de la blende tel que :

- ✓ Le collecteur est fixé à 200g/t
- ✓ L'activant est fixé à 250g/t
- ✓ Le temps de raclage à 3min

CONCLUSION GENERALE

Conclusion générale

Conclusion générale

L'issue de notre travail effectué au niveau du laboratoire Minéralurgie (au département génie minier), nous avons conclu des conclusions sur la séparation du zinc par procédé de flottation:

- ✓ La préparation mécanique est une phase précoce, elle est très importante pour pouvoir enrichir le minerais de zinc, ainsi pour les autres minerais. Dans notre cas c'est à dire que l'échantillon ont été prélevé dans des quartiers différentes, donc l'échantillonnage doit être faite, mais même si l'échantillon été prélevé dans la même zone on doit passer encore par l'échantillonnage afin d'avoir un échantillon représentatif.
- ✓ La séparation par table à secousses (nappe pelliculaire fluente) est une opération qui demande pas assez d'investissement ainsi la facilité d'utilisation, d'ailleurs il y'en que trois paramètres a étudié (le débit d'eau, la pente de la table à secousses et la vitesse de vibration de la table à secousses), nous nous avons étudié la variation de la pente et le débit d'eau en fonction de concentré comme nous l'avons précisée au paravent le débit d'eau correspond à la position (2) c'est à dire un débit moyen et la pente de la table à secousses à 10%. Toutefois, la surconsommation d'eau qu'elle et comme l'Algérie est un pays en stress hydrique donc il est bien falloir d'envisager un système de recyclage de l'eau utilisée.
- ✓ La flottation est un procédé le plus opérant et qui nous a permis d'avoir une meilleur taux récupération du zinc cela après avoir varier la quantité de collecteur à une quantité de 200g/t, activant à 250g/t et le temps de raclage à 3min.
- ✓ Le schéma global proposé pour la flottation du zinc est représenté dans la figure ci-dessous.

Conclusion générale

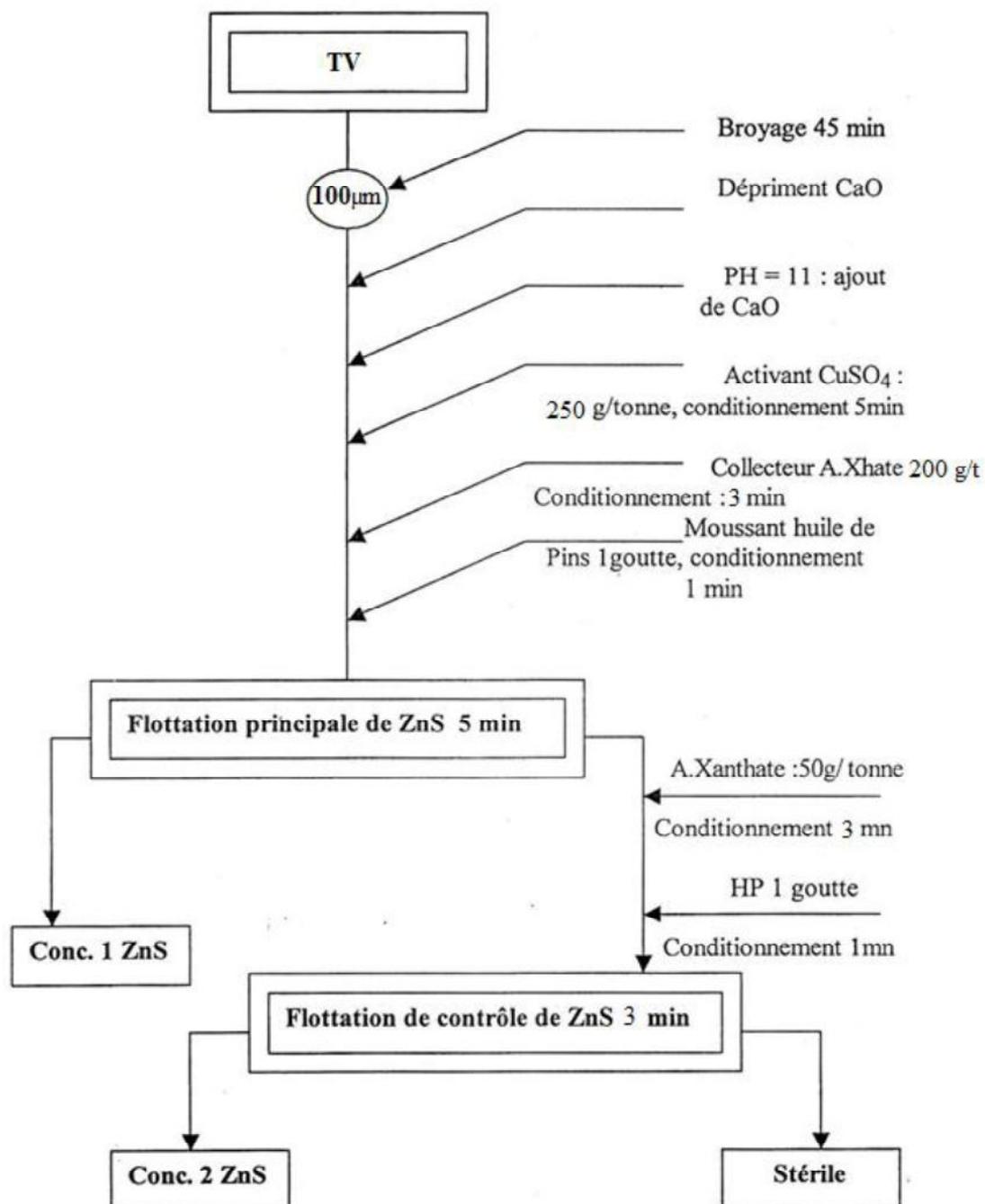


Figure IV : 29 : Schéma global propose

BIBLIOGRAPHIE

Bibliographie

- [1] Pierre Blazy, El AidJdid, Flottation Mécanisme et réactif, Technique de l'ingénieur, Page J 3350.
- [2]. Del Villar R., *Minéralurgie (GMN-18919)*, Québec : Université Laval, 2005.
- [3] Blazy P., Joussemet R., "Classification par gravité", *Techniques de l'Ingénieur*, 2005
- [4] Gosselin A., Blackburn D. et Bergeron M., *Protocole d'évaluation de la traitabilité des sédiments, des sols et des boues à l'aide des technologies minéralurgiques*. Sainte-Foy, 1999.
- [5] Wills N. A., Napier-Munn T.J., Wills "Mineral processing technology" ed. *Elsevier*, 2008
- [6] : Horace Havre « préparation mécanique et concentration des minerais par flottation et sur liqueurs denses » ,2ème édition, Paris et Liège 1952
- [7] M.OULDHAMOU « cours de Minéralurgie » école nationale polytechnique.
- [8] Del Villar R., *Compléments de minéralurgie (GMN-7008)*, Québec : Université Laval, 2010.
- [9] Majumdar A. K., Bag S. P., *Determination of titanium and zirconium and their separation from each other with chelidonic acid*. India: Anal. Chim.Acta, 28 (1963).293-295.
- [10] Wills N. A., Napier-Munn T.J., Wills "Mineral processing technology" ed. *Elsevier*, 2008
- [11] Larachi, N., 2001. Methode d'exploitation des lentilles puissantes de la mine Chaabet El Hamra (W.Setif). PFE. ENP, Algerie.

ANNEXE

Annexe

❖ **IDENTIFICATION DU MINERAI**

A. Calcul de la masse volumique :

La masse volumique d'un matériau correspond à la masse contenue dans un volume égal à l'unité. La connaissance de ce paramètre, permet de relier le volume d'un matériau à sa masse, ce qui est important, car souvent des matériaux sont vendus à la tonne, mais doivent être mis en place pour occuper un certain volume (gestion des stocks). La masse volumique d'un matériau dépend de facteurs, tels que son degré de compaction et sa teneur en eau.

1. Généralement et lorsque la masse volumique doit être utilisée pour le calcul des mélanges de béton ; par exemple, on doit d'abord sécher l'échantillon jusqu'à masse constante, dans une étuve maintenue à $110^{\circ}\text{C} \pm 5^{\circ}\text{C}$;
2. Mais si on ne vise que l'évaluation de la masse d'un volume d'une réserve de minerai (comme notre cas), on procède à partir de l'état naturel.

Appareils utilisés :

- Balance ;
- Pelle ;
- Deux récipients A et B, le premier est muni de trop plein, le deuxième peut être un bécher ;
- Une éprouvette graduée.

Mode opératoire :

1. Mettre dans une éprouvette graduée un volume V_1 d'eau ;
2. Peser une masse M du minerai, et l'introduire dans l'éprouvette. Bien éliminer les bulles d'air ;
3. Lire le nouveau volume V_2 ;

Le volume absolu est : $V = V_2 - V_1$

Et la masse volumique absolue est :

$$\rho = \frac{M}{V_2 - V_1}$$

B. Calcul de la porosité :

Toutes les roches présentent, une proportion plus au moins grande, des fissures et des vides , qui renferment le plus souvent de l'eau ; donc, la porosité d'un matériau représente le pourcentage des vides dans l'unité du volume de ce même matériau.

Pour le calcul de la porosité, on utilise l'équation suivante :

$$P \% = \frac{\text{volume des vides}}{\text{volume du materiaux}} \times 100$$

$$P = \frac{(M1 - M0) * \rho}{M0}$$

Avec :

M0 : Masse sèche ;

M1 : Masse après trempage dans l'eau ;

ρ : Masse volumique du matériau (minerai).

1. Appareils utilisés :

- Balance ;
- Récipients métalliques pour séchage,
- Etuve ;
- Bécher ;
- Plaque chauffante ;
- Un chiffon ;
- Agitateur.

2. Mode opératoire :

1. Peser l'échantillon à étudier et ne pas avoir plus de 10 g de grains trop petits ;
2. Sécher l'échantillon dans son récipient, à l'étuve jusqu'à masse constante, en remuant de temps en temps ;
3. Peser la masse sèche (M0) ;
4. Placer l'échantillon sec dans un bécher rempli d'eau froide et porter à ébullition pendant deux heures ;
5. Laisser refroidir, et peser la nouvelle masse (M1) après avoir extrait la part d'eau et essuyer chaque grain avec un chiffon.

D. Calcul du taux d'humidité :

Les matériaux naturels contiennent presque de l'eau. Connaître la quantité d'eau ainsi emprisonnée est très important. C'est la teneur en eau d'un matériau, exprimée par le rapport de la perte de masse lors de son séchage à l'étuve, par la valeur par la masse sèche de ce matériau.

$$T \% = \frac{\Delta M}{M1} * 100$$

ΔM : variation de la masse ;

$M1$: masse sèche de l'échantillon.

1. Appareils utilisés :

- Balance ;
- Etuve ;
- Récipients métalliques ;
- Agitateurs pour remuer la prise d'essai durant la période de séchage.

2. Mode opératoire :

1. Peser l'échantillon;
2. Sécher à fond l'échantillon dans son récipient dans l'étuve en remuant jusqu'à masse constante, en prenant bien soin d'éviter la perte de la moindre particule ;
3. Peser la prise d'essai séchée, aussitôt qu'elle est suffisamment refroidie afin de ne pas endommager la balance.

❖ LE CRIBLAGE :

Les cribles sont utilisés surtout pour la séparation de matériaux de calibre relativement important. Ils permettent également de livrer aux traitements ultérieurs un produit à peu près constant en dimensions. Le scalpeur est une grille constituée d'un ensemble de forts barreaux parallèles montés sur un cadre et servant à séparer les très gros blocs. Le trommel est un crible cylindrique incliné tournant autour de son axe. En aboutant un certain nombre de sections à ouvertures différentes, on peut produire simultanément plusieurs fractions granulométriques. Divers autres types de cribles ou combinaisons de cribles que ceux mentionnés peuvent être utilisés.

Annexe

❖ LE TRIAGE :

La plus simple et la plus ancienne des méthodes d'enrichissement des minerais est le triage manuel. Les progrès technologiques ont engendré diverses versions électroniques du triage manuel. Dans les méthodes photométriques, le fractionnement est fondé sur la différence de réflectivité des minéraux. Les morceaux à trier sont étalés sur un transporteur mécanique et un jet d'air comprimé sépare ceux qui sont identifiés comme étant à récupérer. De la même manière, la séparation des minéraux peut être fondée sur leur différence de conductivité.

❖ Collecteurs principaux utilisés dans l'industrie:

Minerais (Minéraux)	Collecteurs
1/ Minéraux à haute flottabilité Naturelle. <ul style="list-style-type: none"> • Minerai de soufre • Minerai de graphite • Minerai de charbon <ul style="list-style-type: none"> • Talc • Minerai de Molybdène (Molybdénite MoS₂) 	Hydrocarbures Kérosène, produits de pétrole Kérosène, produits de pétrole Kérosène, huiles d'hydrocarbures Kérosène Hydrocarbures liquides
2/ Métaux purs Or (Au), Argent (Ag) cuivre (Cu)	Xanthates
3/ Minerais sulfurés a/ Minerai de cuivre sulfuré <ul style="list-style-type: none"> • Chalcopirite CuFeS₂ • Chalcosine Cu₂S • Bornite Cu₅FeS₄ • Covelline CuS b/ Minerai de Zinc <ul style="list-style-type: none"> • Galène PbS c/ Minerai de Zinc <ul style="list-style-type: none"> • Blende ZnS d/ Minerai de mercure <ul style="list-style-type: none"> • Cinabre HgS • 	Xanthates Xanthates Xanthates Xanthates Xanthates ou aeroflottes Xanthates ou aeroflottes Xanthates ou aeroflottes
4/ Minerais sulfurés oxydés (minerais secondaires) <ul style="list-style-type: none"> • Minerai oxydé de plomb 	Collecteur anionique Acide oléique et ses sels
5/ Minerai de phosphate et Minerai d'apatite Matières chimiques (quartz, kaolin)	Acide oléique et ses sels Collecteurs cationiques (amines)
6/ Minerai de Baryte	Alcylsulfates
7/ Minerai de fer : Hématite (Fe ₂ O ₃), Sidérite entite	Alcylsulfates ou alcylsulfanates
8/ Minerai de Manganèse,	Acide oléique et ses sels