

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR
ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
DEPARTEMENT DE GENIE MINIER



Projet de fin d'études

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en génie minier

Thème :

Valorisation du minerai polymétallique (Plomb / Zinc)
du gisement d'EL-ABED (W.Tlemcen).

Dirigé par:

Mr.SAADA Abdel-hafid

Réalisé par :

BENABDERRAHMANE Djamel

Promotion juin 2010

10, Avenue Pasteur, BP N° 182 El Harrach Alger

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à mes parents, pour leur amour, soutien, encouragement et sacrifices, sans qui je n'aurais pu atteindre ce stade.

A mes chers frères Mustapha et Mohamed, à nos deux familles :

« BENABDERRAHMANE » et « HADJADJ ».

A tout le personnel du département de Génie Minier, à leur tête, le chef de département, Monsieur OULLED-HAMOU Malek.

A ma promotion 2010.

A tous mes Amis .

Djamel

Remerciements

Je tiens à exprimer mes vifs remerciements et toute ma gratitude à mon promoteur, Monsieur SAADA Abdel-hafid, pour le temps qu'il m'a accordé et les conseils qu'il m'a prodigué pour l'élaboration de mon projet de fin d'études.

Mes remerciements s'adressent aussi à Monsieur OULD-HAMOU Malek, pour ses précieux conseils et aides, réussissant à me guider tout au long de mon travail.

À Monsieur CHABOU M. Charaf qui m'a bien aider pour réussir ce présent travail.

J'adresse également mes remerciements :

À Monsieur DJAFAR Ahmed, contractuel auprès du laboratoire de valorisation des minerais.

À tous nos enseignants d'ENP, et plus spécialement a ceux du département Génie Minier pour le savoir qui nous ont transmis durant notre cursus.

À Monsieur ZIBOUCHE M'hamed (chef technique à l'ENOF).

À Monsieur le Directeur Général de l'Office National de la Recherche Géologique et Minière(O.R.G.M), ainsi que les responsables des diverses structures, qui ont contribué à la réalisation de mon stage pratique. En particulier :

- ✚ BENBARKAT Abderahime : chef du département Valorisation ;
- ✚ HILLAL Sehal : département de Chimie ;
- ✚ TAMI Kaddour: département de Chimie ;
- ✚ TAICHT Mohamed: pétrographe ;
- ✚ CHABAB Ahmed: préparation de lames minces et sections polies.

Je ne saurais terminer, sans remercier vivement le Président et les membres du jury, pour avoir accepté de présider et examiner ce modeste travail.

المخلص

الهدف من هذا العمل هو القيام بدراسة منالوجية على معدني الرصاص و الزنك القادم من منجم العابد بتلمسان من اجل التحصل على مخططات لمعالجة هذا المعدن، لهذا قمنا بمايلي: بتجارب ما قبل التركيز : السائل المكثف ، الطاولة الاهتزازية، التسارع التبايني، تاليها تجارب الطفو.

بعد كل تجربة، قمنا بحساب نسبة تركيز الرصاص و الزنك، و لقد اثبتت النتائج أن هذا المعدن له قابلية جيدة للفصل الفيزيائي، ما عدا عملية التسارع التبايني، التي لم تعطي نتائج جيدة.

في تجارب الفصل بالطفو، قمنا بتحديد الكمية اللازمة من المحاليل المخصصة للطفو :الجامع، المعيق والمحفز، لكي نتحصل على تركيز ذو نسبة عالية من الرصاص و الزنك، ومن اجل تحسين اكثر للطفو، يجب علينا من الأجر المرور أولا بعملية ما قبل التركيز بواسطة السائل المكثف .

كلمات المفتاح: منالوجية، الرصاص، الزنك، ما قبل التركيز، معدن، الطفو.

Résumé

L'objet de ce travail a consisté à réaliser une étude minéralurgique sur le minerai polymétallique du gisement d'El-Abed (W.Tlemcen), en vue d'obtenir différentes variantes de schémas de traitement, incluant soit : des préconcentrés, issus de traitement de séparation par voie gravimétrique du minerai ; liqueurs denses, nappe pelliculaire fluante, accélération différentielle, suivis par des tests de concentration par flottation.

Chaque essai a permis de déterminer la teneur en Pb et en Zn. Les résultats montrent que le minerai de Pb-Zn du gisement d'El-Abed s'adapte bien à la séparation physique des minéraux, hormis le procédé par accélération différentielle, ne donnant pas de bons résultats.

Concernant la flottation, nous avons déterminé la quantité nécessaire en réactifs utilisés pour ce procédé (collecteur, déprimant et activant), afin de produire un concentré de bonne teneur en Pb et Zn, devant répondre aux normes de qualité et de commercialité. Notre investigation, d'après les résultats obtenus lors des différents tests de laboratoire, nous permet donc de favoriser la combinaison entre la préconcentration gravimétrique par liqueur dense et la flottation.

Mots clés : plomb, zinc, minéralurgique, minerai poly-métallique, flottation, préconcentration gravimétrique.

Abstract

The object of this work consisted in making a mineralurgic study on the polymetallic ore of the layer of El-Abed (W.Tlemcen), in order to obtain various alternatives of flow diagrams for treatment, including soit: preconcentrates, resulting from treatment of separation per gravimetric way of the minerai ; dense liquors, creeping pellicular tablecloth, differential acceleration, followed by tests of concentration by flotation.

Each test made it possible to determine the Pb content and Zn. The results show that the Pb-Zn ore of the layer of El-Abed adapts well to the physical separation of minerals, except the process by differential acceleration, not giving good results.

Concerning flotation, we determined the quantity necessary in reagents used for this procédé (collecting, depressing and activator), in order to produce a concentrate of good content Pb and Zn, having to meet the standards of quality and negotiability. Our investigation, according to the results obtained during the various tests of laboratory, thus enables us to support the combination between the gravimetric preconcentration by dense liquor and flotation.

Key words: lead, zinc, minéralurgie, ore polymetallic, flotation, gravimetric preconcentration.

Introduction générale	1
------------------------------------	---

PARTIE THEORIQUE

Généralités sur le plomb et le zinc	3
--	---

CHAPITRE I : IDENTIFICATION DU GISEMENT D'EL-ABED

1- Introduction.....	7
2- Situation géographique du gisement d'El-Abed.....	7
3- Etude géologique.....	9
3.1- Stratigraphie.....	9
3.2- Structure du gisement	12
3.3-Tectonique	12
3.4- Genèse	12
3.5-Paragenèse	12
3.6- Caractéristiques hydrogéologiques du gisement	13
4-Exploitation minière du gisement	13
4.1-Mode d'ouverture et découpage du gisement.....	13
4.2-Méthode d'exploitation.....	15
5- Traitement dans la laverie d'el-Abed.....	16

CHAPITRE II : ASPECT MINERALURGIQUE DES MINERAUX

A- PREPARATION MECANIQUE DU MINERAL.....	18
A.1-Concassage.....	18
A.1.1- Introduction	18
A.1.2- Modes de concassage	18
A.1.3- Degré de concassage et le nombre d'étages.....	19
A.1.4- Types de concasseurs et principe de leur fonctionnement.....	19
A.1.4.1- Appareils opérant par écrasement	19
A.1.4.1.1- Concasseurs à mâchoires	19
A.1.4.1.2- Concasseurs giratoires, concasseurs à cône	20
A.1.4.1.3- Concasseurs à rotors dentés	20
A.1.4.2- Appareils opérant par chocs.....	21
A.1.4.2.1- Concasseurs à percuteurs rigides à axe horizontal	21
A.1.4.2.2- Concasseurs à percuteurs articulés, à axe horizontal.....	21
A.1.4.3. Critères de choix d'un appareil ou d'une chaîne d'appareils	21
A.2- Criblage.....	22
A.2.1- Définition	22
A.2.2- Types de crible.....	22

A.2.3- Facteurs principaux intervenant dans le criblage	23
B. VALORISATION PAR GRAVIMETRIE	23
B.1- Introduction	23
B.2- Sédimentation libre	24
B.3- Sédimentation gênée	25
B.4- Méthodes gravimétriques	25
B.4.1- Méthode de séparation par accélération différentielle.....	25
B.4.1.1- Description	25
B.4.1.2- Principe du jig.....	27
B.4.1.3- Conclusion	28
B.4.2- Méthode de la nappe pelliculaire fluante.....	28
B.4.2.1- Description.....	28
B.4.2.2- Tables à secousses.....	28
B.4.2.3- Conclusion	29
B.4.3- Séparation par milieu dense.....	30
B.4.3.1- Principe de la méthode	30
B.4.3.2- Importance de la méthode.....	31
B.4.3.3- Qualité de la liqueur dense.....	31
B.4.3.4- Règle de la croix.....	32
B.4.3.5- Diagramme d'analyse densimétrique	33
B.4.3.6 - Conclusion	35
C. VALORISATION PAR FLOTTATION.....	35
C.1- Introduction	35
C.2- Principes physico-chimiques	36
C.2.1- Tension superficielle	36
C.2.2- Interface air-solide	36
C.3- Préparation de la pulpe.....	37
C.4- Réactifs chimiques	38
C.4.1- Collecteurs	38
C.4.2- Moussants	39
C.4.3- Régulateurs	40
C.4.4- Le ph.....	41
C.4.5- Potentiel Redox.....	41
C.5- Flottation des minerais sulfurés	41
C.6- Flottation des minerais oxydés	41
C.7- Principaux équipements de flottation.....	41

C.7.1- Cellules de flottation	42
C.7.2- Colonnes de flottation	42

PARTIE PRATIQUE ET EXPERIMENTALE :

CHAPITRE III : IDENTIFICATION DU MINERAI

1- Echantillonnage.....	44
2- Etude minéralogique et pétrographique.....	45
2.1- Etude de lame mince	45
2.2- Etude de section polie	45
3-Analyses chimiques :	46
3.1- Spectrométrie par absorption atomique	46
3.2-Analyse chimique classique	46
4- Paramètres physiques du minerai Pb-Zn	47
4.1- Calcul du taux d'humidité	47
4.2- Masse volumique absolue	47
4.3- Calcul de la porosité	47
4.4- Calcul de la dureté.....	47
4.5- Calcul de la surface spécifique	47
5- Analyse granulométrique.....	48
5.1-Représentation des résultats	49
5.2-Interprétation des résultats	51
6- Analyse granulochimique	52
6.1-Représentation des résultats	53
6.2-Interprétation des résultats	55

CHAPITRE IV : LES PROCEDES DE PRECONCENTRATION PHYSIQUE

1. Enrichissement par liqueurs denses	57
1.1- Mise en œuvre expérimentale	57
1.2- Présentation des résultats	60
1.3- Interprétation des résultats	67
2- Enrichissement par nappe pelliculaire fluante	68
2.1- Déroulement d'une expérience.....	68
2.2- Présentation des résultats	70
2.3- Interprétation des résultats	71
3- Enrichissement par accélération différentielle.....	72
3.1- Déroulement d'une expérience.....	72
3.2- Résultats expérimentaux et interprétation.....	73
4- Conclusion	73

Chapitre V: Enrichissement par flottation

1- Etude de broyabilité	76
2- Essais d'enrichissement par flottation	77
3- Paramètres investigués	77
3.1- Influence de la quantité du collecteur	77
3.1.1- Présentation des résultats	80
3.1.2- Interprétation des résultats	82
3.2- Influence de la quantité de déprimant, 'Sulfate de zinc', et d'activant, 'Sulfate de cuivre'	83
3.2.1- Présentation des résultats	86
3.2.2- Interprétation des résultats	90
3.3- Influence de l'opération de préconcentration par la séparation densimétrique	92
3.3.1-Présentation des résultats	86
3.3.1- Interprétation des résultats	92
Conclusion générale	93

Bibliographie

Annexes

Liste des figures

Figure I.1 : carte de la région	8
Figure I.2 : coupe lithostratigraphique de la région d'EL-ABED	11
Figure I.3 : Schéma de découpage du gisement	14
Figure I.4 : Schéma d'ouverture du gisement.....	15
Figure II.1 : modes de concassage.....	18
Figure II.2 : Concasseur à mâchoires à simple effet.....	20
Figure II.3 : Concasseur giratoire.....	20
Figure II.4 : Concasseur à percuteurs rigides.....	21
Figure II.6 : cycle fermé avec crible de contrôle.....	22
Figure II.7 : Principe de fonctionnement d'un Jig à grille fixe.....	27
Figure II.8 : Schéma de principe d'une table à secousses	29
Figure II.9 : Principe de la séparation par milieu dense	30
Figure II.10: protocole de séparation par milieu dense	33
Figure II.11: Fixation des particules à surface hydrophobe aux bulles d'air.....	35
Figure II.12: Angle de contact entre une bulle et une particule solide dans un milieu aqueux.....	37
Figure II.13: Classification des collecteurs	39
Figure II.14: Mode d'action d'un collecteur	39
Figure II.15: Mode d'action d'un moussant.....	40
Figure II.16: Structure du MIBC.....	40
Figure III.1: Schématisation de préparation du minerai	44
Figure III.2: Distribution granulométrique du minerai.....	49
Figure IV.3: Histogramme de la distribution massique du minerai (16 classes granulométriques)	50
Figure III.4: Histogramme de la répartition des teneurs en Pb et en Zn des classes granulométriques	53
Figure III.5: Histogramme de la récupération de Pb et Zn dans chaque classe granulométrique	54
Figure IV.1: Séparation des particules flottantes (légères) et plongeantes (lourdes)	58
Figure IV.2: cheminement de séparation par liqueur dense.....	59
Figure IV.3 : Courbe densimétrique et courbes de récupération du Pb et du Zn, en fonction de la densité pour la tranche granulométrique [-10+5] mm.....	64
Figure IV.4 : Courbe de teneur en Pb et en Zn, en fonction de la densité pour la tranche granulométrique [-10+5] mm.....	64
Figure IV.5: Courbe densimétrique et courbes de récupération du Pb et du Zn, en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-5+3.15] mm.	65
Figure IV.6: Courbe de teneur en Pb et en Zn, en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-5+3.15] mm.....	65

Figure IV.7 : Courbe densimétrique et courbes de récupération du Pb et du Zn, en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-3.15+2] mm	66
Figure IV.8 : Courbe de teneur en Pb et en Zn, en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-3.15+2] mm.....	66
Figure IV.9: Schéma technologique de valorisation du minerai polymétallique de Pb-Zn par tablage hydraulique	69
Figure IV.10: Histogramme de la teneur et récupération du Pb et du Zn, en fonction de différents produits, obtenues par tablage hydraulique de la tranche granulométrique [-2,+0.4] mm	70
Figure IV.11 : Produit de concentration par jigage de la tranche granulométrique [-4, +0.4] mm	72
Figure V.1 : Variation de la quantité de la classe [-80 μ m], en fonction des temps de broyage.....	77
Figure V.2 : Schéma de flottation (3.1)	78
Figure V.3 : Opération de flottation au laboratoire de valorisation des minerais à l'ENP	79
Figure V.4 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn, en fonction de la quantité de collecteur [kallium Amyl Xanthate].	82
Figure V.5 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb, en fonction de la quantité de collecteur [kallium Ethyl Xanthate]......	82
Figure V.6 : concentré de Plomb.....	84
Figure V.7 : schéma de flottation (3.2).....	84
Figure V.8 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn1, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO ₄ ».....	88
Figure VI.9 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn2, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO ₄ ».....	88
Figure V.10 : Récupération totale du zinc dans les concentrés de Zn, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO ₄ »	89
Figure V.11 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb1, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO ₄ ».....	89
Figure V.12 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb2, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO ₄ ».....	90
Figure V.13 : Récupération totale du plomb dans les concentrés de Pb, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO ₄ »	90
Figure C.1 : Proposition de schéma technologique de traitement du minerai poly métallique d'El-Abed	96

Liste de tableaux

Tableau II.1 : caractéristiques des liqueurs denses.....	48
Tableau III.1 : Résultats de l'analyse granulométrique	48
Tableau III.2 : Analyses chimiques du Pb et du Zn des différentes classes granulométriques.....	52
Tableau IV.1 : analyse densimétrique de la classe granulométrique [-10+5] mm	61
Tableau IV.2: analyse densimétrique de la classe granulométrique [-5+3.15] mm	62
Tableau IV.3 : analyse densimétrique de la classe granulométrique [-3.15+2] mm	63
Tableau IV.4 : Analyse gravimétrique par tablage hydraulique de la tranche granulométrique [-2, +0.4] mm	70
Tableau IV.5:Analyse gravimétrique par accélération différentielle de la tranche granulométrique [-4, +0.4] mm	73
Tableau IV.6 : Résultats des concentrés de trois procédés gravimétriques	74
Tableau V.1 : Variation de la quantité de la classe [-80µm], en fonction des temps de broyage	77
Tableau V.2 : Réactifs de flottation pour l'essai A.1	79
Tableau V.3 : flottation de l'essai I.1	79
Tableau V.4 : flottation de l'essai I.2	80
Tableau V.5 : flottation de l'essai I.3	80
Tableau V.6: flottation de l'essai I.4	81
Tableau V.7 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn, en fonction de la quantité de collecteur [kallium Amyl Xanthate].	81
Tableau V.8 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb, en fonction de la quantité de collecteur [kallium Ethyl Xanthate].	81
Tableau V.9: flottation de l'essai II.1	85
Tableau V.10 : flottation de l'essai II.2	85
Tableau V.11: flottation de l'essai II.3	86
Tableau V.12: flottation de l'essai II.4	86
Tableau V.13 : Teneur et récupération du zinc dans le concentre de Zn1, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO ₄ ».....	87
Tableau V.14 : Teneur et récupération du zinc dans le concentrés de Zn2, en fonction dela quantité de l'activant « CuSO ₄ ».....	87
Tableau V.15 : récupération totale du zinc dans les concentrés de Zn, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO ₄ »	87
Tableau V.16 : Teneur et récupération du plomb dans le concentre de Pb1, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO ₄ »	87

Tableau V.17 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb ₂ , en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO ₄ ».....	87
Tableau V.18 : récupération totale du plomb dans les concentrés de Pb, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO ₄ ».....	87
Tableau V.19 : flottation du préconcentré de la séparation densimétrique.....	93

Introduction générale

Introduction générale :

L'utilisation du zinc et du plomb dans l'industrie en Algérie intervient de manière significative, compte tenu des besoins au niveau des industries de transformation.

Les matières premières minérales extraites d'une exploitation d'un gisement subissent une ou plusieurs opérations de traitement, avant de trouver une application industrielle directe ou une destination vers d'autres transformations, pour aboutir à la production de produits finis ou semi-finis.

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 sont 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.

La minéralurgie, c'est l'ensemble des techniques de traitement des matières minérales brutes, ayant pour objet d'obtenir, par voie physique, chimique ou thermique, des produits directement utilisables dans l'industriel ou transformables par les procédés métallurgiques.

Le travail que nous nous sommes proposés d'entreprendre, dans le cadre de ce projet, consiste à réaliser une étude de valorisation du minerai polymétallique d'El-Abed (W.Tlemcen), et voir si ce minerai s'adapte bien à la concentration physique et chimique, en développant de manière rationnelle les points suivants :

- Identification du minerai : toutes les études expérimentales mises en pratique, permettant la reconnaissance de ce minerai (concassage, classification, analyse chimique, étude minéralogique et pétrographique, paramètres physico-mécaniques, Analyse granulométrique, Analyse granulochimique)
- Essais de préconcentration du minerai : nous nous sommes basés sur l'étude de trois procédés de préconcentration gravimétrique (enrichissement par liqueurs denses, enrichissement par nappe pelliculaire fluante, concentration par accélération différentielle).
- Essais de flottation : enrichissement en premier lieu du minerai tout-venant par flottation, en déterminant 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 second lieu, on pratiquera des essais de flottation sur les préconcentrés gravimétriques obtenus.

Finalement, une étude comparative devrait permettre d'élaborer un schéma de traitement du minerai polymétallique d'El-Abed, au vu des résultats expérimentaux obtenus.

Partie théorique

GENERALITES :

A- Le plomb :

De symbole Pb, numéro atomique 82, et de masse atomique 207.21, il constitue 0,014 pour 100 de la masse de la croûte terrestre. Il se trouve dans le groupe IV de la classification périodique, il a une couleur grise - bleuâtre particulière et un éclat métallique.

Le plomb est un métal dont le **prix** de vente est très cyclique, Sur les dix dernières années, les cours ont évolué entre 400 \$ par tonne et 3 665 \$ par tonne [12]

Production minière en 2009 : 4,03 Mt. Dont Chine : 43,7 %, Australie : 13 %, États-Unis : 10,3 %, Europe : 7,9 %, Pérou : 7,5 %.[12]

Production de plomb raffiné en 2009 : 8,83 Mt. Dont Chine : 42 %, Europe : 18,8 %, États-Unis : 14 %.[12]

Consommation de plomb raffiné en 2009 : 8,76 Mt. Dont Chine : 44,1 %, Europe : 17,9 %, États-Unis : 16,3 %.[12]

Le plomb est dispersé dans l'écorce terrestre sous la forme d'environ 170 espèces minéralogiques différentes, dont les principales sont la galène et la cérusite.

- Galène: Sulfure de plomb (PbS), elle cristallise dans le système cubique (cube ou octaèdres) de densité 7,5 et de dureté 2,5 dans l'échelle de Mohs.

Dans les minéraux purs, elle se présente souvent sous forme de grès cristaux friables.

- Cérusite : carbonate neutre ou anhydre (PbCO₃), elle se présente sous forme de cristaux en masse compacte à la partie supérieure de filons plombifères. Elle est souvent associée à la smithsonite (ZnCO₃) et à la sidérose (FeCO₃). La cérusite a une densité variant de 6,4 à 6,5 et une dureté de 3 à 3,5 dans l'échelle de MOHS et renferme 77,52 % de plomb.

- Autres minéraux : parmi les nombreuses autres formes minéralogiques, on peut citer :

- L'anglésite : sulfate de plomb (PbSO₄), renfermant 68,3 % de Pb.

- La wulfénite : PbMgO₄, renfermant 55,8 % de Pb.

B- Le zinc :

De symbole Zn, de numéro atomique 30, de masse atomique 65,38, est un élément chimique métallique de couleur blanc à bleuâtre, appartenant au sous-groupe IIB de la classification périodique de « Mendeleïev ».

Le zinc est cité pour la première fois sous sa dénomination actuelle par Paracelse dans son traité métallurgique au début du XVI^e siècle ; son exploitation industrielle a commencé en Angleterre en 1740.

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 États-Unis) comptent pour environ 65% de la production mondiale.[13]

Production minière en 2009 : 11,38 Mt. Dont Chine : 27,4 %, Pérou : 13,3 %, Australie : 11 %, Europe : 9,3 %, États-Unis : 6,6 %. [13]

Production de zinc raffiné en 2009 : 11,28 Mt. Dont Chine : 38,6 %, Europe : 18 %, Canada : 6,1 %, Corée du Sud : 5,6 %. [13]

Consommation mondiale de zinc raffiné en 2009 : 10,83 Mt. Dont Chine : 43,7 %, Europe : 18,1 %, États-Unis : 8,3 %, Japon : 4 %.

Stocks mondiaux fin 2009 : 1,256 Mt. [13]

Le **cours** du zinc, en 2010, est de 1.4 euros par kilogramme. [13]

Le zinc se trouve à l'état naturel sous forme de sulfure ou bien sous forme de composés oxydés, carbonates ou silicates, résultant de l'altération des sulfures. Les principaux minéraux concernés sont :

- Blende : sulfure de zinc (ZnS), de densité (3,5 - 4,5), contenant 67,1 % de zinc.
Le plus souvent, en proposant, jusqu'à 14 % d'atomes de zinc remplacés par du fer, nous obtenons de la marmatite.
- Smithsonite ($ZnCO_3$) : zinc carbonate ou calamine ordinaire, elle est rarement du carbonate de zinc pur, elle contient le plus souvent du carbonate de cadmium, de fer, de manganèse. La calamine composée de carbonate de zinc pur contient 52 % de zinc, si la calamine contient des carbonates étrangers, la teneur en zinc chutera au dessous de 40%.
- Hémimorphite ($Zn_2SiO_4 \cdot H_2O$) : Zinc silicate ou calamine siliceuse ; ces minéraux contiennent 53,7 % de zinc et sont fréquemment mélangés à la calamine ordinaire.
- Zinc oxydé rouge ou zincate (ZnO) : Ces minéraux contiennent à l'état pur 80,20 % de zinc.

Chapitre I

Identification du gisement d'el-Abed

1-Introduction: [10]

Le gisement d'El-Abed représente la partie orientale d'un des plus grands champs miniers de Plomb Zinc stratiformes d'Afrique du Nord.

L'étude géologique de ce champ a pris naissance en 1906 sur sa partie occidentale, située sur le territoire marocain. Le gisement fut découvert en 1940, suite à de longues recherches, effectuées par la compagnie "Zellidja" et le BRGM (Bureau de Recherches Géologiques et Minières), sur le prolongement Est des gîtes marocains de TOUISSIT et SIDI BOUBKER. Son exploitation ne débuta qu'en 1952 par la dite compagnie.

En mai 1966, la mine d'El-Abed fut nationalisée comme toutes les autres mines algériennes. Des travaux géologiques, au niveau du gisement et des régions avoisinantes, furent exécutés dès 1967, à partir de la base "D" située à Maghnia, issue du département de la SONAREM. Cette dernière signa un contrat en 1968 avec la société marocaine des mines, afin de procéder au traitement du minerai d'El-Abed au niveau de la laverie de Zellidja, implantée aux abords de la frontière, et cela, jusqu'en 1975. Entre temps, la SONAREM procéda au lancement d'un projet de construction d'une usine de traitement.

2– Situation géographique du gisement d'El-Abed : [2]

Le gisement polymétallique d'El-Abed se situe dans la région extrême du Nord-Ouest de l'Algérie, à environ 42 Km au Sud de la ville de Maghnia, 100 Km au Sud-Ouest de la ville de Tlemcen et à 1 Km de la frontière algéro-marocaine.

Appartenant à la chaîne des hauts plateaux, la région d'El-Abed est caractérisée par :

- un relief montagneux, d'altitude variant de 1260 m à 1540 m ;
- un climat subtropical, se traduisant par un été chaud et prolongé avec une température moyenne de 27°C et un hiver froid et court avec une température moyenne de 4°C.

3.1- Stratigraphie : [2]

Le gisement métallifère, tout comme l'ensemble de la région, comprend deux étages structuraux :

- un étage inférieur, constitué de terrains Paléozoïques fortement disloqués ;
- un étage supérieur, formé de dépôts Mésozoïques qui comprend le Permo-trias, le Jurassique et le Quaternaire.

Le paléozoïque se rencontre dans les profondeurs, comprises entre 200 et 600 m. Dans la partie Nord du gisement, les terrains paléozoïques sont constitués de roches éruptives : diabases quartzes, diabasophyrites, tufs de porphyrites, andésilo-dacitiques, tufs de porphyres quartzes. Celles-ci sont recouvertes localement par des schistes argileux. Les limites entre les schistes et les roches éruptives sont marquées généralement par des failles, quant aux dépôts Mésozoïques, ils reposent en discordance avec le socle Paléozoïque.

On distingue des dépôts de Permo-trias surmontés par une assise jurassique, où l'on rencontre les roches du lias, Dogger, Callovien-oxfordien, Lusitanien et Kimeridgien.

A- Le Permo-trias :

Il est représenté par des lentilles de conglomérats argileux rouges, constitués de fragments et galets de schistes, de puissance ne dépassant pas les 10 m.

B- Le Jurassique :

I) Le lias : il est situé entre 170 et 560 m de profondeur, constitué par des calcaires, dolomies et grès. La puissance prédominante varie de 10 à 20 m.

Les terrains basiques représentent l'encaissant de la minéralisation, et, d'après leur composition lithologique, on distingue quatre niveaux :

- **Niveau I** : ce niveau ne renferme pas de minéralisation, constitué de calcaires sublithographiques, ainsi que de brèches de calcaires, de grès et d'argile. Sa puissance varie de 1 à 2 m

- **Niveau II** : il se compose de dolomies massives, intercalées de lits de calcaires et d'argiles. Les minerais de Plomb et de Zinc se trouvent dans ce niveau : la moitié inférieure est constituée de gros bancs de dolomies compactes, de teinte gris foncée, tandis que l'autre moitié supérieure est formée de dolomies gris claires souvent gréseuses. La puissance de ce second niveau varie entre 10 et 15 m.

- **Niveau III** : il contient des grès quartzes et des conglomérats sédimentaires. Ces roches se développent dans les dolomies du second niveau ; parfois les dépôts de ce niveau remplissent des poches dans les dolomies massives, s'avérant être plus riche en minerai de Plomb et Zinc. La puissance moyenne varie de 2 à 3 m.

- **Niveau IV** : il renferme des silts compacts noirs et gris foncé, ainsi que des dolomies marbreuses. Les silts se caractérisent par une présence d'imprégnation fine de pyrite. Les roches du quatrième niveau sont répandues dans la partie Sud du gisement, dans une bande de configuration

irrégulière. La puissance moyenne de ce niveau est de 1.5 m, pouvant atteindre parfois les 4 à 5 m. Ce niveau ne renferme pas de minéralisation Plombo-Zincifère.

2) Le Dogger : il est formé de calcaires ferrugineux et bathoniens avec des oolithes, se présentant en lentilles isolées en tâches de formes irrégulières. Sa puissance varie de 2 à 3 m.

3) Le Callovien-oxfordien : il contient une série monotone de marnes grises finement schistées. Sa puissance de dépôt varie de 250 à 270 m.

4) Le Lusitanien : les dépôts du lusitanien reposent en discordance angulaire sur les terrains du eallovien-oxfordien, se divisant en deux sous étages :
le lusitanien inférieur, avec une puissance de 130 m, est composé de marnes argileuses intercalées par des lits de grés.
Le lusitanien supérieur, avec une puissance de 300 m environ, contient des grés francs, de rares bancs d'ures quartzeux ferrugineux et de lits marneux minces.

5) Le Kimiridjien : ses dépôts reposent en faible discordance sur les dépôts du lusitanien. Ces dépôts sont constitués de dolomies et des calcaires **lins** massifs de stratification apparente. La puissance de ce niveau est de 50 m.

C- Le Quaternaire :

Les dépôts du quaternaires sont constitués de terrains de formations alluvionnaires, ils contiennent des sables argileux. La puissance de ces dépôts atteint 3 à 4m.

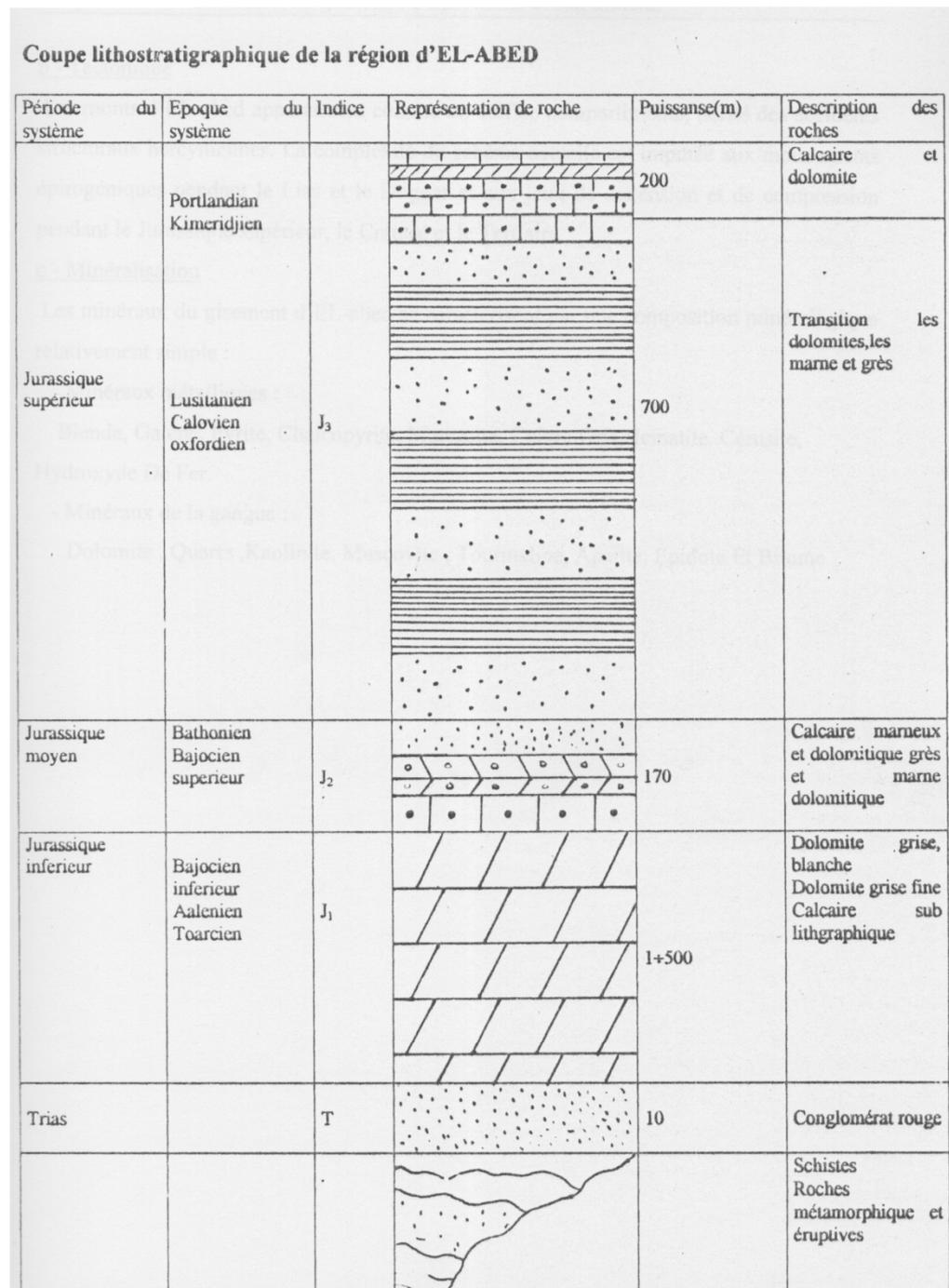


Figure I.2- coupe lithostratigraphique de la région d'EL-ABED [2]

3.2- STRUCTURE DU GISEMENT [2]

La superficie totale du gisement dépasse les 04 Km². Il s'étend en suivant la direction Ouest-Est sur 4.5 Km, sa plus grande largeur étant de 2.5 Km. La morphologie dominante est stratiforme et multicouche. La puissance des couches minéralisées est très variable (moins de 1 m à plus de 12 m). Les teneurs en plomb et zinc semblent très dispersées (teneur bimétal moyenne des blocs varie entre 1.5 % à 15 %)

Les corps minéralisés des minerais de plomb et zinc du gisement d'El-Abed sont localisés dans les dépôts du lias ; ces dépôts, ainsi que les formations sus-jacentes ont une structure complexe caractérisée par une discontinuité de certaines couches.

Dans les dépôts liasiques, on distingue deux grandes zones minéralisées : la zone Sud et celle du Nord, allongées en bandes dans la direction de l'Est. La largeur de la bande Nord dans le plan varie de 200 à 850 m ; celle de la bande Sud varie de 250 à 1 250 m. Un espace stérile sépare la partie Nord de celle du Sud sur une largeur de 1300 m. Ces deux bandes se rejoignent à l'Est, formant une zone de 2.2 à 2.3 Km de largeur et une extension maximale Ouest-Est de 5 Km.

3.3-TECTONIQUE [2]

Le périmètre métallifère du gisement est associé à l'horst anticlinal de *Toumzait*, fracturé en une série de compartiments par des failles Nord-Ouest et Nord-Est. Le compartiment central est représenté par le graben synclinal de *Missouine* qui s'avère être la structure encaissante dominante.

Les roches encaissantes sont plissées et divisées par une série de failles, fractures ou chevauchements, accompagnés de zones de brèches ; ces importantes failles confèrent au gisement une structure compartimentée.

Les miroirs de failles sont constatés plus nettement dans les roches du socle primaire et dans les dolomies compactes du lias. Le gisement est complexe par des déplacements post-minéralisés verticaux, créant une structure de petits blocs de clavier, occasionnant des travaux d'exploitation difficiles.

3.4- GENESE [2]

Il existe deux hypothèses de genèse du gisement :

La première suppose que l'origine de la minéralisation est sédimentaire, du fait que les corps des minerais en couches se trouvent dans les roches sédimentaires métamorphiques disloquées.

La seconde hypothèse, paraissant la plus probable, est d'origine hydrothermale.

3.5-PARAGENESE [2]

Les minerais du gisement d'El-Abed se caractérisent par une composition minéralogique relativement simple, on y distingue :

- **Les minéraux principaux** : la blende (ZnS), la galène (PbS), la pyrite (FeS₂) et la chalcopirite (CuFeS₂).
- **Les minéraux secondaires** : la cérusite (PbCO₃), l'anglésite (PbSO₄), la smithsonite (ZnCO₃) et des Oxydes, tels que : la malachite (Cu₂CO₃(OH)₂), l'azurite (Cu [O H / C O]₂).

- **La blende** : est le minéral métallique principal, se présentant en agrégats massifs, la grosseur de ses grains variant largement de 50 μm à 5 cm. La couleur de la blende varie du jaune clair au brun rougeâtre et marron foncé, en passant par le blanc.

- **La galène** : se présente en grains de forme et de taille différente, de 1 à 2 cm, disséminés dans la dolomie, la blende et la pyrite. Le minerai de galène est localisé dans les grés, les brèches et les dolomies marneuses.

3.6- CARACTERISTIQUES HYDROGEOLOGIQUES DU GISEMENT [10]

Nous noterons le faible taux pluviométrique durant l'année, soit environ 400 mm. Le relief raviné de la région et l'extension des marnes imperméables du callovien-oxfordien et du lusitanien expliquent la pauvreté relative du territoire du gisement en eaux superficielles et en eaux souterraines, se formant en fonction de la quantité de pluies et de fonte de la neige, s'infiltrant à travers les failles. Dans les parties Est et Nord du gisement, les eaux souterraines hydrocarbonates se trouvent dans les grés du lusitanien supérieur, surmontant l'assise marneuse. On peut citer le fait, par exemple, qu'avec l'emplacement de la minéralisation dans les roches basiques, les conditions hydrogéologiques ont perturbé l'avancement des travaux d'exploitation au niveau du quartier Aïn-Arko, où l'on avait constaté une augmentation du débit de drainage de 55 à 70 m^3/h , et ce, suite à l'arrêt de l'exhaure occasionné au puits N° 6, situé au Maroc

4-EXPLOITATION MINIERE DU GISEMENT

4.1-Mode d'ouverture et découpage du gisement [10]

On appelle ouverture d'un gisement tous les travaux de creusement donnant accès au corps minéralisé à partir du jour.

L'ouverture du gisement d'El-Abed fut réalisée par le biais des trois puits verticaux suivants :

- Le puits N° 3 : situé au carreau de la mine, à 500 m à l'Est de la frontière algéro-marocaine. Il donne accès au quartier d'Aïn Arko. Il a été mis en service en 1963, sa profondeur étant de 276 m. Il se présente sous forme rectangulaire, de 10 m^2 de section, permettant l'alimentation en air frais dans la mine.
- Le puits N° 4 : situé à l'Est du gisement, donnant accès aux quartiers Alzi et El-Abed, il est de forme rectangulaire, de section de 10 m^2 et de 365 m de profondeur. Il est utilisé également comme puits d'alimentation en air.
- Le puits N° 5 : situé au Nord du gisement, prévu initialement pour l'extraction, est utilisé actuellement comme puits de retour d'air, à cause de sa mauvaise exécution. Sa petite déviation de la verticale rendait difficile l'emplacement des récipients d'extraction. Il est de 20 m^2 de section et sa profondeur est de 500 m.

Les puits N° 3 et 4 sont soutenus en béton armé et équipés chacun d'eux d'un skip et d'une cage pour la montée et la descente du personnel. Ces deux puits sont distants l'un de l'autre de 2.1 Km, réunis entre eux par une voie de roulage de 12 m2 de section. Actuellement, seul le puits N° 4 sert à l'extraction du minerai, quant au puits N° 3 pour l'exhaure.

Vu la grande superficie du gisement d'El-Abed, il a été découpé en trois quartiers principaux : à partir de l'Ouest et le long de la zone Sud, on peut distinguer les quartiers suivants de :

- 1) *Aïn Arko* : dans la partie occidentale du gisement.
- 2) *Alzi* : au centre.
- 3) *El-Abed* : à l'Est du gisement.

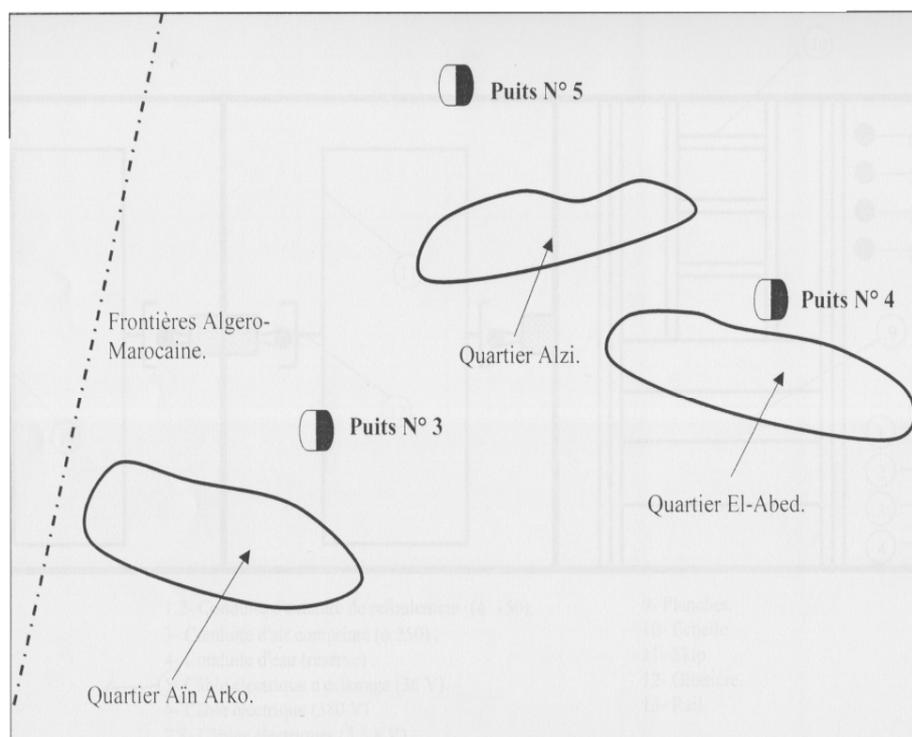


Figure I.3- Schéma de découpage du gisement.

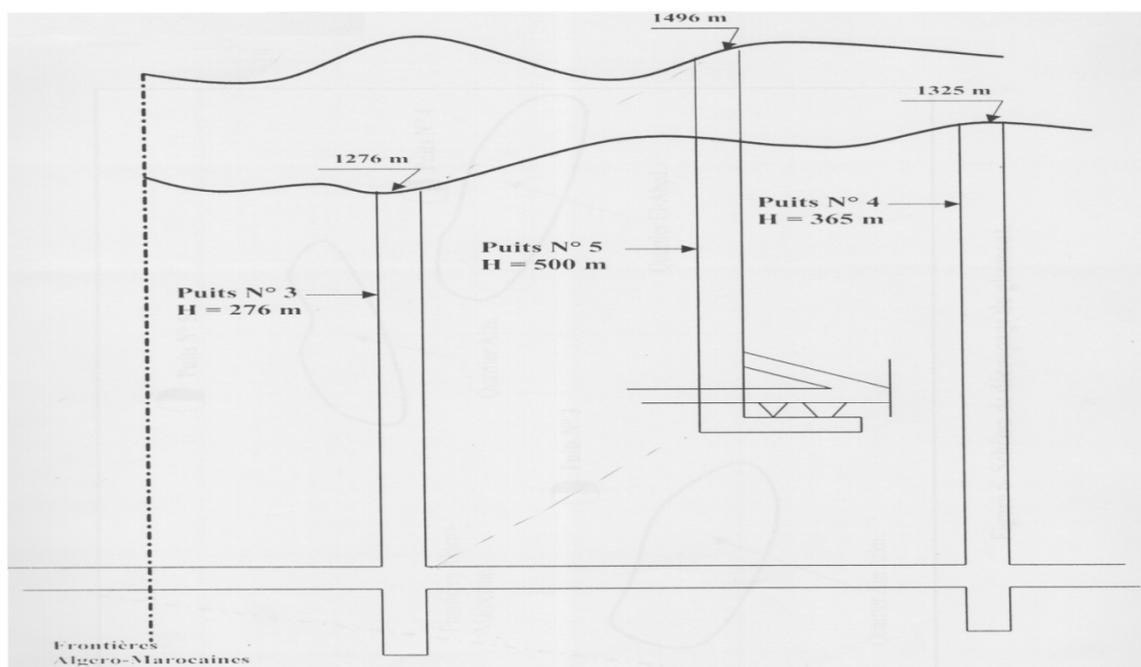


Figure I.4- Schéma d'ouverture du gisement.

4.2-METHODE D'EXPLOITATION [10]

La méthode d'exploitation utilisée dans la mine d'El-Abed fut celle des chambres et piliers abandonnés ; le gisement est découpé par une série de voies, afin de diviser les quartiers en chantiers puis en blocs.

Les différents travaux exécutés furent :

- *Les travaux d'infrastructure* : ces travaux visent à atteindre le bloc de réserves, délimité par les sondages effectués à partir du jour. Ils consistent à creuser à partir du puits, une galerie dans les roches stériles jusqu'à atteindre ce bloc. Une fois cette galerie soutenue, elle deviendra une galerie de roulage.

- *Les travaux préparatoires* : une fois que le bloc de réserves est délimité par des galeries principales, on creuse à partir de ces dernières des galeries secondaires, afin de diviser le bloc en panneaux de dimensions 60X60 m (cas du quartier Aïn Arko) ou bien 50X50 m (cas des quartiers El-Abed et Alzi).

- *Les travaux d'abattage* : l'abattage des panneaux se pratique à l'aide d'explosifs, en laissant un stot de protection de 12 m. La hauteur et la largeur de la chambre sont respectivement de 3,5m et 5m. Selon la stabilité des terrains, la dimension du pilier laissé est de 6X6 m dans les quartiers Aïn Arko et El-Abed et de 4.5X4,5 m dans le quartier d'Alzi.

5. Le traitement dans la laverie d'EL-Abed [14]

Le traitement se pratique dans la laverie depuis 1972; cette dernière comprend une section de préparation mécanique (fragmentation) et une section de séparation sélective (flottation). Les concentrés de plomb et de zinc sont les produits finis de la laverie qui a une capacité de traitement de 2000 tonnes/jour.

Les étapes de traitement

a. Le concassage

Le tout venant de granulométrie variant de 0 à 350 mm est stocké dans un air de stockage au dessus d'une trémie de 400 tonnes, déversant le minerai dans un alimentateur, alimentant un convoyeur ; ce dernier déverse directement le matériau dans un crible préalable d'ouverture [-100mm]. Les grandes particules [+100 mm] passent directement au concasseur à mâchoire, avec une granulométrie de sortie de [-100 mm]. Le passant du crible et du concasseur se rejoint sur un second convoyeur, pour alimenter deux trémies de criblage de capacité 2x40 tonnes.

Chaque trémie fournit sur un crible de deux étages .les particules [0-12mm] passant dans une trémie de broyage de capacité 4000 tonnes. Par contre les particules de granulométrie comprise entre [+14 -100 mm] sont déversées dans un concasseur à cône moyen, et celle comprise entre [+12-14 mm] sont envoyées vers un concasseur à cône fin.

b. Le broyage

La trémie de broyage alimente 6 convoyeurs de direction fixe et 2 de direction variable ; ces convoyeurs alimentent deux classificateurs spiraux de 2 x 21 tours/minute, raccordés en circuit fermé avec deux broyeurs à boulets humides. La granulométrie de sortie du classificateur est de -74 micron. La densité de la pulpe sortante est de 1360 à 1380g/l, avec un apport de 5 - 20 g/t de cyanure de potassium KCN et de 200 g/t de sulfate de zinc $ZnSO_4$; le mélange est orienté vers la flottation.

c. La flottation

Elle comprend deux niveaux : le premier est consacré à L'extraction du plomb (flottation principale du Pb), quant au second il est adapté à la récupération du zinc. En plus de l'addition de KCN et de $ZnSO_4$; on ajoute à la pulpe de l'Aeroflot comme moussant et du butyl xanthate pour collecter le plomb alors que le KCN et le $ZnSO_4$ déprimant respectivement le fer et le zinc.

L'effervescence de la pulpe provoquée par l'agitateur, auquel on injecte de l'air comprimé, la tout formant des bulles d'air qui vont s'accrocher au plomb et flotter en surface dans les cellules de flottation.

Le relevage de la mousse se fait avec apport d'eau et on l'épaissit pour favoriser le phénomène de décantation. Ensuite un filtre séchera la pulpe et le concentré sera extrait vers une aire de stockage. Le même procédé est appliqué pour le zinc. Au lieu de l'apport du $ZnSO_4$. On remplace le sulfate de zinc ($ZnSO_4$) par l'activant de sulfate de cuivre, afin de flotter le zinc.

Chapitre II

Aspect minéralurgique des minéraux

A- PREPARATION MECANIQUE DU MINERAI :

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.

A.1-Concassage : [5], [1]

A.1.1- 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. 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.

A.1.2- Modes de concassage : [5]

Pour réaliser le concassage, on utilise des appareils de plusieurs types, dans lesquels les procédés vaincront les forces de cohésion des particules à l'intérieur des morceaux de minerai qui s'effectuent par :

1. Ecrasement (compression) (A)
2. Trituration (B)
3. choc(C)
4. Clivage (D)

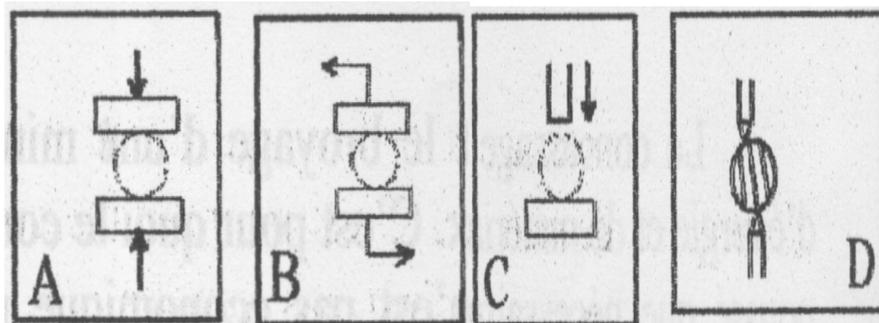


Figure II.1-modes du concassage

A.1.3- Le degré de concassage et le nombre d'étages [5]

Le processus de concassage est caractérisé par le degré de concassage ou degré de réduction. C'est le rapport des dimensions du minerai avant et après concassage. Ce rapport de réduction est une caractéristique quantitative du processus, indiquant, de combien de fois le produit concassé a été réduit

Le degré de concassage est déterminé à l'aide de formules, à savoir :

$$i = \frac{D_{max}}{d_{max}} \quad , \quad i = \frac{D_{moy}}{d_{moy}} \quad , \quad i = D_{80}/d_{80}$$

D_{80} : est la dimension des ouvertures carrées d'un tamis à travers lesquelles passent 80% du produit initial.

d_{80} : est la dimension des ouvertures carrées d'un tamis à travers lesquelles passent 80% du produit concassé.

Pour déterminer le nombre d'étages, il faut se référer au degré de concassage (i) :

Si : $i = [4, 7] \rightarrow$ 1 seul étage

$i > 7 \rightarrow$ si $\sqrt{i} = [4, 7] \rightarrow$ deux étages

$\sqrt{i} > 7 \rightarrow$ si $\sqrt[3]{i} = [4, 7] \rightarrow$ trois étages

$\sqrt[3]{i} > 7 \rightarrow$

Si $\sqrt[3]{i} = [4, 7] \rightarrow$ N étages.

A.1.4- Types de concasseurs et leur principe de fonctionnement [5]

On distingue les types de concasseurs, selon, par exemple, leur fonction dans l'usine de production de granulats ; on a l'habitude de les classer selon leur mode d'action. La fragmentation met en œuvre trois actions : par compression, par impact et par attrition.

A.1.4.1- Appareils opérant par écrasement

A.1.4.1.1- Concasseurs à mâchoires

Dans ces appareils, le matériau est écrasé entre deux mâchoires verticales, l'une mobile et l'autre fixe. Le passage du matériau à travers l'appareil se fait par gravité.

Pour résoudre certains problèmes particuliers, il existe également un autre système, faisant appel au concasseur horizontal. Les types les plus répandus de concasseurs à mâchoires verticales sont :

le concasseur à simple effet (simple volet) et le concasseur à double effet (double volet). Mais actuellement dans l'industrie minière, seuls, sont utilisés les concasseurs à simple effet (Figure II.2), moins lourds (et donc moins chers) que les concasseurs à double effet.



Figure II.2 - Concasseur à mâchoires à simple effet

A.1.4.1.2- Concasseurs giratoires on concasseurs à cône

Il existe deux familles distinctes de concasseurs giratoires : Les appareils à tête montée sur arbre guidé et porté et les appareils dits « à tête en porte-à-faux ».

Les concasseurs giratoires représentent les appareils les plus répandus dans les diverses étapes de la préparation mécanique des minerais et des matériaux.

Les appareils, à tête montée sur arbre guidé, sont utilisés dans toutes les applications primaires, mais existent aussi en applications secondaires. On les préfère aux appareils dits "à tête en porte-à-faux".

Les appareils dits « à tête en porte-à-faux » sont utilisés à partir du stage de concassage secondaire et pour les applications tertiaires.

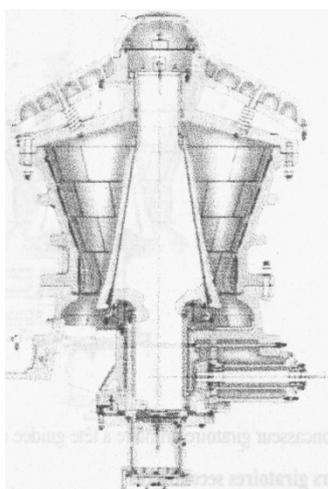


Figure II.3- Concasseur giratoire

A.1.4.1.3- Concasseurs à rotors dentés

Les Concasseurs à rotors dentés sont des appareils à double (ou triple) rotors, munis de divers organes coupants ; ils sont utilisés pour des matériaux tendres ou collants. Depuis une vingtaine d'années, ce concept du double rotor a été repensé et développé par la société britannique MMD (Mining Machinery Development). Il en résulte le développement d'un type un peu particulier de concasseur (pour le concassage grossier et moyen, principalement) compact, à profil bas, facilement intégrable dans les installations mobiles, capables de fournir de très gros débits et convenant, en particulier, à des matériaux humides collants.

Le principe de base repose sur le fait que la résistance à la compression d'une roche est de 8 à 10 fois plus importante que sa résistance à la tension. Le système MMD exploite donc la faiblesse inhérente de la roche au cisaillement, en utilisant les plans de fracture naturels pour fragmenter les matériaux à une taille prédéterminée.

A.1.4.2- Appareils opérant par choc [5]

A.1.4.2.1- Concasseurs à percuteurs rigides à axe horizontal

Ils sont constitués d'un rotor cylindrique, à vitesse variable, muni de percuteur d'un bâti avec des plaques de choc. On constitue un, deux ou trois écrans réglables position, en fonction du nombre d'étages de concassage recherché et du coefficient réduction. Tous les paramètres de ces appareils sont réglables à distance, permettant leur intégration dans un ensemble automatisé. Ils ne possèdent pas de grille de sortie.

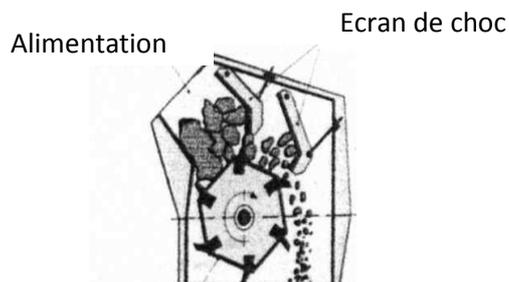


Figure II.4- Concasseur à percuteurs rigides

A.1.4.2.2- Concasseurs à percuteurs articulés, à axe horizontal

Le principe est le même que le concasseur à percussion à percuteurs rigides, sauf que la chambre de broyage est ouverte à la partie inférieure. L'avantage est l'absence de bourrage. L'inconvénient est le manque de contrôle granulométrique des matériaux sortant.

Lorsqu'il est nécessaire d'effectuer un contrôle granulométrique des matériaux, par exemple, dans le cas de la production de produits fins, le fabricant place une grille galbée dans la partie inférieure.

Le risque de bourrage apparaît et est atténué par le remplacement des percuteurs rigides par des percuteurs articulés.

A.1.4.3. Critères de choix d'un appareil ou d'une chaîne d'appareils [5]

Ils sont de deux sortes :

-/ objectifs à atteindre :

- quantité à fragmenter ;
- dimensions ou degré de fragmentation à atteindre des divers produits, que l'on veut obtenir ;
- sélection des divers constituants.

-/ Nature et propriétés de la roche (des matériaux) traitée :

- nature pétrographique ;
- abrasivité et pourcentage des constituants les plus durs ;
- résistance mécanique et fragilité ;
- humidité et propreté ;
- dimension maximale des morceaux

A.2- Criblage

A.2.1-Définition [5]

On appelle criblage, un procédé de classement sur une surface tamisant de particules de différentes dimensions, en une ou plusieurs classes de grosseur.

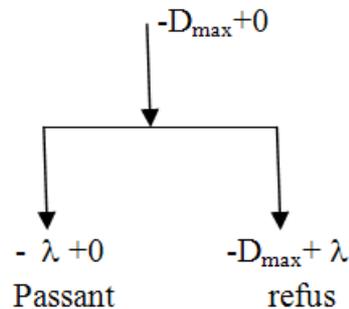


Figure II.5- schéma de classificateur

A.2.2-Types de crible [5]

On distingue les modes de crible suivants :

- a- *le criblage indépendant* : il a pour but l'obtention d'un produit marchant
- b- *le criblage préparatoire* : généralement appliqué, quand on veut séparer les morceaux des minéraux, d'après des grosseurs définies en plusieurs classes pour un traitement ultérieur.
- c- *Le criblage préalable* : employé pour la séparation des fines avant concassage, afin d'éviter de surcharger le concasseur initialement.
- d- *Le criblage de contrôle* : il est utilisé dans le cas, nécessitant la séparation du matériau concassé à des blocs de minerai plus grand que l'ouverture de déchargement.

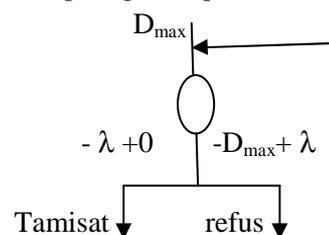


Figure II.6- cycle fermé avec crible de contrôle

- e- *Le criblage sélectif* : il a pour but le classement de minerai (minéraux utiles) par dimension des blocs concassés.
- f- *Le criblage d'égouttage* : il est employé pour égoutter les produits d'enrichissement humide.

A.2.3- Facteurs principaux intervenant dans le criblage [5]

Un grand nombre de facteurs agit sur le procédé de passage des grains, à travers les ouvertures de tamis ; on peut citer :

- a- la dimension relative des grains et la maille du crible
- b- la vitesse du mouvement des grains sur la surface des tamis
- c- l'angle d'inclinaison du tamis
- d- l'humidité influe aussi sur la capacité de criblage

B. VALORISATION PAR GRAVIMÉTRIE**B.1. Introduction [4], [9]**

La concentration gravimétrique se base sur la différence des masses spécifiques des minéraux à séparer et sur la différence de leur vitesse de chute dans un milieu liquide ou gazeux. En tombant sur un fluide, une particule solide est soumise aux forces suivantes

- Son poids :

$$P = m \cdot g \quad \dots\dots\dots (1)$$

m : masse de la particule

- La résistance du fluide : $P' = m' \cdot g$

m' : la masse de fluide déplacée par la particule solide

L'équation qui décrit le mouvement de la particule est :

$$m \frac{dv}{dt} = P - P' \quad \dots\dots\dots (2)$$

Lors de la chute d'une particule sphérique dans un fluide, le comportement de ce dernier est caractérisé par le nombre de Reynolds.

$$Re = \frac{v \cdot d}{\mu} \Delta \quad \dots\dots\dots (3)$$

μ : La viscosité du fluide.

Δ : Poids spécifique du fluide.

v : vitesse de chute de la particule.

d : diamètre de la particule.

- Si $Re < 2000 \rightarrow$ Laminaire
- Si $2000 < Re < 4000 \rightarrow$ TRANSITOIRE

• Si $Re > 4000 \rightarrow$ TURBULENT

• R_e est petit, l'écoulement du fluide autour de la particule est laminaire, et la résistance du fluide est donnée par la formule de Stokes

$$R_1 = \sigma \cdot \pi \cdot \mu \cdot v \cdot d / 2 \quad \dots\dots\dots (4)$$

C'est le cas des particules tombant à faible vitesse.

• R_e est plus grand l'écoulement est turbulent, la résistance du fluide est donnée par la formule de Newton.

$$R_2 = \pi / 2 \cdot Q \cdot \Delta \cdot d^2 / 4 \cdot V^2 \quad \dots\dots\dots (5)$$

Q : étant le coefficient de résistance obtenu expérimentalement en fonction de R_e .

• Si R_e est supérieure a 5000, l'écoulement présente des tourbillons libres

Les lois de la sédimentation permettent de juger l'aptitude à la séparation de particules, mais de densités différentes.

B.2. Sédimentation libre [5], [4]

La sédimentation libre prédomine lorsque le solide contenu dans la pulpe constitue moins de 15 % du volume de celle-ci et l'encombrement des particules peut être négligeable. Pour une particule "a" de diamètre " d_a " et de densité spécifique ρ_a se sédimentant dans l'eau. La loi de Stokes peut être simplifiée à :

$$V = K_1 \cdot d_a^2 (\rho_a - 1) \quad \dots\dots\dots (6)$$

V : vitesse limite pour la particule et K_1 constante. On peut entrevoir

- Si deux particules ont la même densité, la particule avec le plus grand diamètre aura donc une vitesse limite plus grande.

- Si deux particules ont le même diamètre, la particule la plus lourde aura alors une vitesse limite plus grande.

L'expression générale de la sédimentation libre de deux minéraux dans l'eau peut se traduire par la relation suivante:

Si ρ_a et ρ_b sont les densités des deux minéraux, d_a et d_b sont leurs dimensions:

$$R_f = (d_a / d_b) = [(\rho_b - 1) / (\rho_a - 1)]^n \quad \dots\dots\dots (7)$$

R_f : est le rapport de sédimentation libre

$n = 0.5$ pour les petites particules répondant à la loi de « Stokes » et

$n = 1$ pour les grosses particules obéissant à la loi de « Newton ».

Le rapport de sédimentation libre doit être plus grand pour les grosses particules, avec deux minéraux répondant à la loi de Newton, que dans le cas de deux minéraux obéissant à la loi de Stokes

B.3. Sédimentation gênée [5], [4]

Lorsque la fraction de solide dans la pulpe augmente, l'effet d'intervention des particules devient plus significatif et le taux de chute diminue. Le système se conduit comme un liquide dense, sa densité est celle de la pulpe. Il s'agit d'une sédimentation gênée, due à la haute densité et viscosité de la sédimentation gênée (chronique); la résistance est surtout turbulente, la loi de Newton est applicable :

$$V = K [d_a(\rho_a - \rho_b)]^{0.5} \dots\dots\dots(8)$$

Le rapport de la sédimentation gênée (R_h) se définit comme étant le rapport des dimensions des particules dans lequel, deux niveaux, de densités spécifiques différentes, doivent avoir un même rapport de sédimentation dans le régime de sédimentation gênée soit :

$$R_h = (d_a/d_b) [(\rho_b - \rho_p) / (\rho_a - \rho_p)]^n \dots\dots\dots(9)$$

Comme la densité de la pulpe est supérieure à celle du fluide, par définition le rapport de sédimentation gênée est toujours supérieur à celui de sédimentation libre.

La sédimentation gênée réduit donc l'effet des dimensions des particules.

B.4. Méthodes basées sur la gravité [4], [5], [9]

Parmi les méthodes basées sur la gravité, on cite trois méthodes qui ont été mises au point Industriellement.

B. 4.1- Méthode de séparation par accélération différentielle

B.4.1.1- Descriptions [5]

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. Sous ces conditions, la stratification des particules sera seulement sur la base de gravité. et la séparation de des grains lourds s'obtient en trois phases et légers :

a- Accélération différentielle :

L'équation générale de mouvement :

$$m \cdot \frac{dv}{dt} = (m - m') \cdot g - R \dots\dots\dots 10$$

m : masse de solide

m' : masse de liquide

R : résistance du fluide à ce déplacement

En début, on a : R=0. en conséquence, pour des chutes brèves, l'équation du mouvement s'écrit :

$$\frac{dv}{dt} = \frac{(m - m')}{m} \cdot g \dots\dots\dots 11$$

$$(11) \rightarrow \frac{dv}{dt} = [1 - (\rho_L / \rho_s)] \cdot g \dots\dots\dots 12$$

ρ_L : La densité de liquide

ρ_s : La densité de solide

Pour un mélange de particules lourdes et légères, les distances parcourues par les particules sont fonction de leur accélération. Initiales.

Il est par conséquent, possible d'obtenir une stratification en fonction de la densité des particules.

b- sédimentation gênée :

$$\text{Le critère de taggart : } k = (\rho_1 - \rho_L) / (\rho_2 - \rho_s) \dots\dots\dots 13$$

Tel que :

ρ_1 : densité de particules lourds

ρ_2 : densité de particules légères

ρ_L : densité du liquide

ce critère sera plus grand avec le courant ascendant du liquide, qui a comme rôle principale celui d'écarter au maximum les particules les unes des autres

c- tassement :

Lorsque les particules sont soumises à un courant descendant, celles-ci subissent un phénomène de succion, par conséquent elles se resserrent, et seules, les particules de taille suffisamment réduites peuvent continuer à sédimenter

B.4.1.2- Principe du jig [9]

Le Jigage est un procédé de concentration gravimétrique, basé sur la différence des vitesses de chute des grains minéraux dans des courants d'eau ascendants et descendants, assurés par des pulsations données à l'eau par un piston ou un diaphragme (Jig à piston ou encore machine à pistonner) ou par le mouvement alternatif d'une grille dans un fluide (Jig à grille mobile). La stratification et la séparation

des grains dans un Jig se produisent dans des conditions de sédimentation gênée, sous l'action d'un courant d'eau vertical.

L'étude du déplacement des particules, de densités et de dimensions distinctes dans un régime d'écoulement turbulent d'un courant liquide, tout ceci explique, traduit le principe de fonctionnement des Jigs.

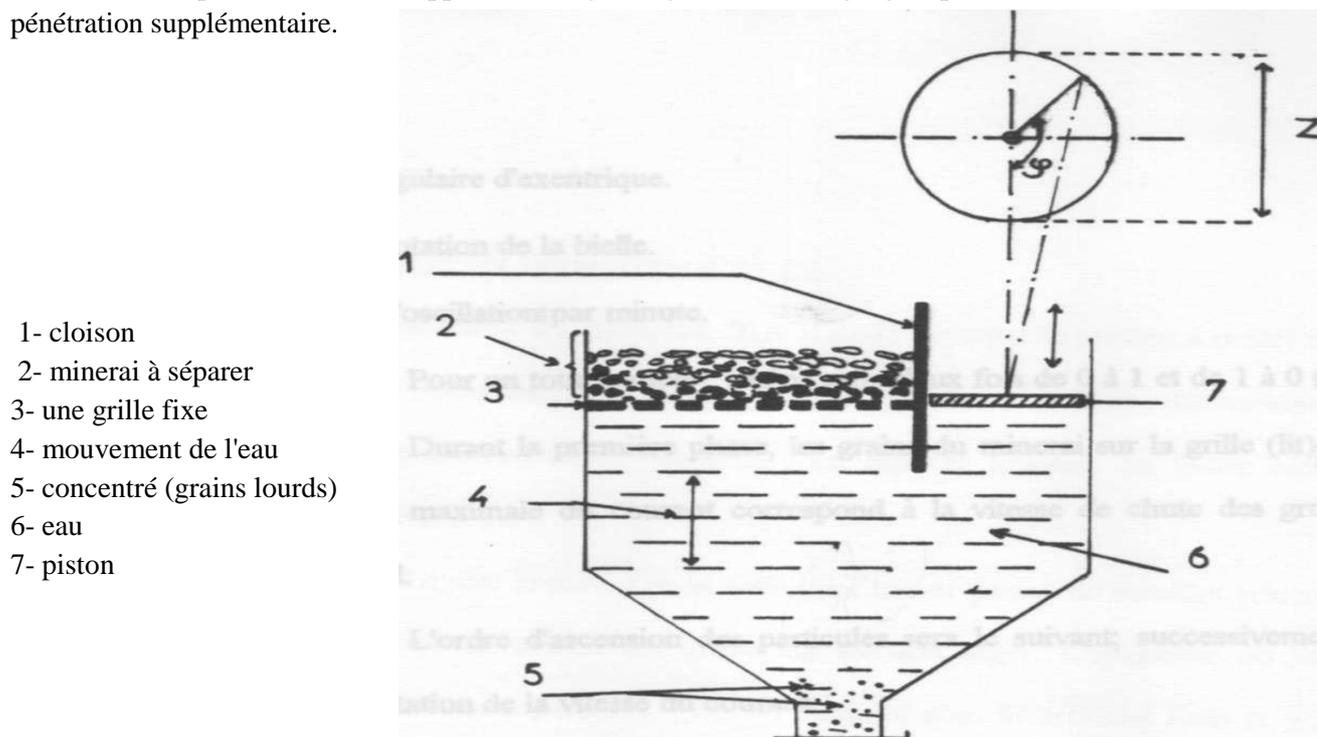
Un Jig à piston (Figure II.7) comporte plusieurs compartiments. La partie supérieure est divisée en deux (cloison longitudinale) :

D'un côté de la cloison, on place un piston plongeur entraîné par un mécanisme excentrique, et animé d'un mouvement alternatif.

De l'autre côté de la cloison se trouve une grille perforée, sur laquelle on y déverse le minerai. Le mouvement du piston crée un courant d'eau à travers la grille, permettant aux particules de se séparer de la manière suivante:

Les plus grosses particules lourdes sont collectées sur la grille, où elles forment un lit ; la couche la plus élevée est évacuée par le biais d'une colonne. La plus haute couche du lit doit normalement être pénétrée par toutes les particules, à l'exception de celles assez petites, restées en suspension dans l'eau; celles-ci seront guidées par le courant d'eau, animé par la simple action du lit. La surface du lit exclut toutes les particules, de densité inférieure à celle spécifique à la couche, avec des dimensions proches de celles de cette couche.

Par conséquent, elle devra stopper tous les grains grossiers de la gangue, provenant d'une pénétration supplémentaire.



- 1- cloison
- 2- minerai à séparer
- 3- une grille fixe
- 4- mouvement de l'eau
- 5- concentré (grains lourds)
- 6- eau
- 7- piston

Figure II.7 : Principe de fonctionnement d'un Jig à grille fixe.

B.4.1.3-Conclusion

La séparation gravimétrique, par accélération différentielle, permet la séparation de minéraux, dont la différence de densités est supérieure à 0.5. Elle crée ainsi, en premier lieu, une stratification des grains en couches d'après leurs poids spécifiques, suivie de l'évacuation des couches stratifiées.

Généralement, le procédé de Jigage n'est appliqué que pour des granulométries comprises entre 200 et 0.1 mm. Pratiquement, lorsqu'il y a insuffisamment de particules lourdes dans l'alimentation, le lit sur la grille doit contenir une couche de grenailles ou de particules grossières, ayant une densité spécifique entre celles des minéraux présents au niveau de l'alimentation.

B.4.2- Méthode de la nappe pelliculaire fluante

B.4.2.1- Descriptions [5]

La séparation des solides, s'écoulant sur un support (plan) plus ou moins incliné, fixe ou mobile dans la même direction qu'une nappe ou un courant d'eau suivant l'horizontale ou presque, est basée sur la longueur du parcours effectué par les grains; à savoir que la vitesse n'est pas la même à toutes les profondeurs de la nappe pelliculaire: elle est nulle au fond et maximale en surface.

D'une manière générale, la séparation est provoquée sous l'action de deux facteurs principaux:

1. La durée de contact du matériau avec la surface inclinée, dépendant de:
 - la nature de l'écoulement du film d'eau ;
 - la densité, la taille et la forme des grains minéraux.
2. La résistance au déplacement des grains minéraux, déposés sur le plan incliné.

D'une manière générale, les grains auront l'arrangement suivant vers le bas.

B.4.2.2- Tables à secousses [8]

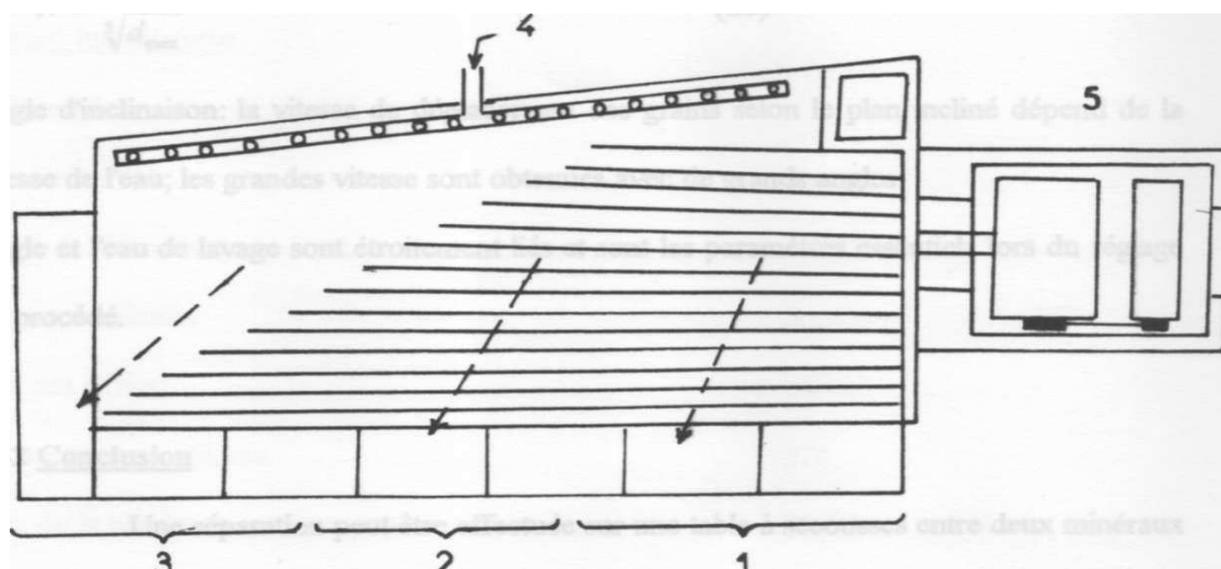
Les tables à secousses sont des appareils, constitués d'un plateau ayant une certaine inclinaison par rapport à l'horizontale, tout en étant animé d'un mouvement dissymétrique suivant le sens longitudinal. La table est alimentée par de la pulpe brute (minerai en suspension dans l'eau.) dans un boîtier à son angle le plus élevé.

Une clarinette, le long du bord supérieur, recouvre la table d'un mince film d'eau, s'écoulant jusqu'au bord inférieur. (Figure II.8). Des réglettes ou " riffles" longitudinales permettent de séparer les produits lourds de ceux plus légers.

En revanche les produits légers ont tendance à passer au-dessus de ces Nervures ou « riffles», Les grains lourds, disposés entre les riffles, se déplacent en adhérant à la surface de la table, en longeant ceux-ci jusqu'à l'extrémité, où ils seront finalement évacués dans l'angle de la table opposé à l'arrivée de la pulpe; ceci est occasionné, grâce au mouvement asymétrique longitudinal imprimé au plateau.

Ces appareils de concentration ne se prêtent bien qu'au traitement des minerais, présentant de grandes variations de densités entre leurs éléments. Les facteurs influant, durant la séparation par tables à secousses, sont:

- la pulpe ne doit comporter que 20 à 30% de matières solides ;
- la consommation en eau de lavage est comprise entre 1 à 2 m³ par tonne de minerai traité ;
- l'amplitude de la secousse doit être déterminée selon la grosseur du gain



- 1- légers
- 2- mixtes
- 3- lourds
- 4- eau
- 5- moteur et excentrique

Figure II.8 : Schéma de principe d'une table à secousses.

B.4.2.3- Conclusion

Une séparation peut-être effectuée sur une table à secousses entre deux minéraux quelconques, ayant entre eux une différence de poids spécifiques appréciable. Cependant, la séparation, Suivant le poids spécifique seul, sera relativement grossière si le critère de concentration est inférieur à 1.25. Un critère de concentration de 2.5 et plus est suffisant pour un traitement rapide et une récupération complète.

Le rendement des tables dépend étroitement de la granulométrie des grains de matériau. Si la charge en matériau à traiter est plus restreinte, on obtiendra alors des concentrés finis et des stériles définitifs, avec une récupération de mixtes pour une finition ultérieure.

Actuellement, il existe des tables multi-étages, permettant de diminuer l'encombrement de la table, et de ce fait, augmenter le débit par unité de surface du sol. Le débit d'une table dépend du caractère et de la grosseur des grains à traiter, de la hauteur et de la forme des riffles, de la course, de l'angle d'inclinaison du plateau et de la densité de la pulpe. Par exemple, lors du traitement de minerai rare, le débit des tables industrielles, ayant un plateau 1.8 x 4.5m, peut varier de 0.7 à 1 t/h.

B.4.3- Séparation par milieu dense [4], [9], [5]

B.4.3.1- Principe de la méthode

Le procédé de séparation gravimétrique par milieu dense a été utilisé pour la première fois en 1921 pour le traitement du charbon. A l'heure actuelle, cette méthode de séparation est devenue un procédé classique d'enrichissement des minéraux.

On traite le minerai par le biais d'un milieu de densité déterminée ; ce procédé sépare le produit en fractions plongeantes et flottantes, l'une et l'autre ayant respectivement une densité plus et moins élevée que celle du milieu de séparation (Il faut que le bain soit calme, c'est-à-dire non soumis à des courants qui provoqueraient un lavage par équivalence).

Soient deux éléments quelconques dans un bain de densité Δ donnée ; les deux éléments ont pour densités δ_L , δ_λ (Figure II.9).

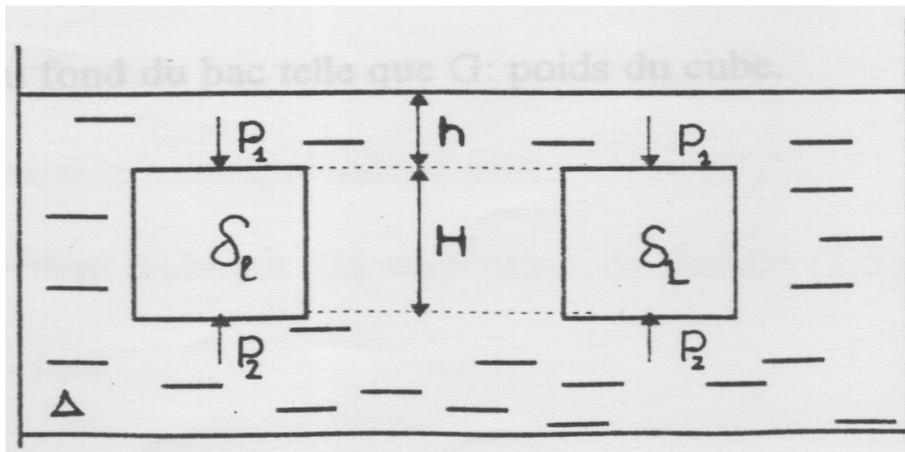


Figure II.9 : Principe de la séparation par milieu dense

La condition nécessaire de la séparation par milieu dense est:

$$\delta_\lambda < \Delta < \delta_L$$

Telle que:

δ_L : densité de l'élément le plus lourd.

δ_λ : densité de l'élément le plus léger.

Les deux particules agissent aux contraintes suivantes:

- contraintes horizontales: sont égales ;
- contraintes verticales :

$$\text{contrainte supérieure} = \Delta g h$$

$$\text{contrainte inférieure} = \Delta g (h+H)$$

La résultante des contraintes :

$$p = \Delta.g.(h+H).S - \Delta.g.h.S$$

$$p = \Delta.g. H. S$$

$$P = \Delta.g.V$$

On a :

S: surface de l'élément, sur lequel agissent les forces verticales.

V: volume de l'élément émergent.

Si G est le poids du cube :

- $p > G \rightarrow$ le cube va émerger jusqu'à ce que les forces soient égales.

- $p < G \rightarrow$ le cube chute au fond du bac.

B.4.3.2- Importance de la méthode

Le procédé de séparation gravimétrique par milieu dense vise les objectifs suivants, selon cet ordre:

- 1- production d'un concentré fini et d'un stérile définitif ;
- 2- production d'un concentré fini et d'un stérile pauvre, qui sera par la suite traité par d'autres méthodes de récupération ;
- 3- élimination du stérile avant d'orienter le minerai vers d'autre méthodes de séparation (préconcentration).

B.4.3.3- Qualité de la liqueur dense

La régularité de la séparation gravimétrique par milieu dense dépend de la qualité de la liqueur. Actuellement, on utilise comme milieu dense des suspensions de poudre dans de l'eau.

Les deux qualités requises pour ces liqueurs sont:

- a - Une bonne stabilité: La stabilité apparaît, pour une concentration en solides de 40% en volume, au-delà la liqueur est de plus en plus stable.
- b - Une faible viscosité: Si la liqueur est trop visqueuse, la séparation est gênée (surtout pour les faibles granulométries).

Les principaux médiums utilisés sont:

- 1- les sables: ils permettent d'obtenir des suspensions de densité (1.5), pour une granulométrie variant de 0.1 à 0.8 mm ;
- 2- la barytine: suspension de densité 1.8, pour une maille de broyage comprise entre 40 et 150 μm ;
- 3- Les argiles: suspension de densité 1.3; à viscosité élevée, lorsque sa densité est supérieure à 1.3 ;
- 4- La magnétite: le médium le plus utilisé dans l'industrie, car il est facilement régénéré et présente une faible viscosité ;
- 5- La galène: elle permet d'obtenir une densité élevée de l'ordre de (4); elle présente l'avantage d'une suspension stable, mais difficile de la régénérer pour une seconde utilisation; par ailleurs la viscosité du milieu est élevée.

Il existe également d'autres milieux denses, tels que :

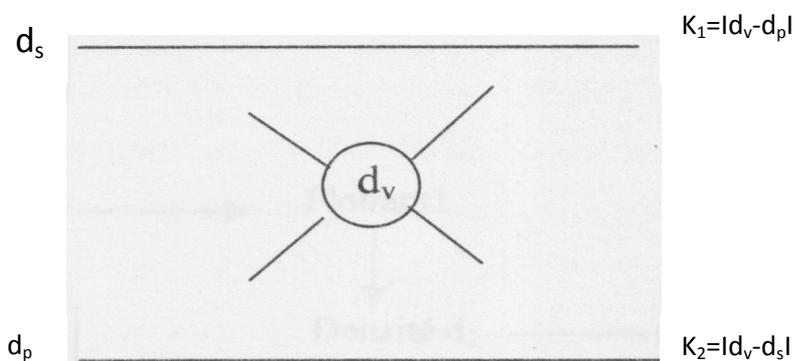
- des solutions de sels minéraux non organiques ;
- des liquides organiques (quelques exemples sont cités dans le tableau II.1)

A l'échelle industrielle, les liqueurs utilisables sur les appareils de lavage sont des médiums récupérables magnétiquement, telles que: la magnétite et le ferrosilicium, car le coût des ferrosiliciums est très cher.

B.4.3.4-La règle de croix [9]

On utilise la règle de la croix, pour obtenir une solution avec une certaine densité voulue, à partir de deux solutions de densités différentes.

Il est rare de trouver une densité, qui vérifie les conditions de séparation. Pour cela, on cherchera donc une nouvelle densité, qui sera déterminée par la méthode de la croix, en procédant à :



d_v : densité voulue

d_s : densité supérieure à d_v

d_p : densité inférieure à d_v

k_1 et k_2 : coefficients positifs

V_1 : volume pris de la solution, ayant une densité d_s

V_2 : volume pris de la solution, ayant une densité d_p

$V_1 = V_2$

$$V_3 = k_1 v_1 + k_2 v_2$$

V_3 : volume d'une solution qui aura la densité (d_v) voulue.

B.4.3.5- Diagramme de l'analyse densimétrique [4]

On immerge l'échantillon dans une série de liqueurs de densités décroissantes. La fraction légère (flottante) est évacuée par débordement au-dessus d'un seuil, puis introduite dans la liqueur suivante; quant à la fraction lourde (plongeante), elle est recueillie au fond du récipient de séparation, et ainsi de suite (Figure II.10).

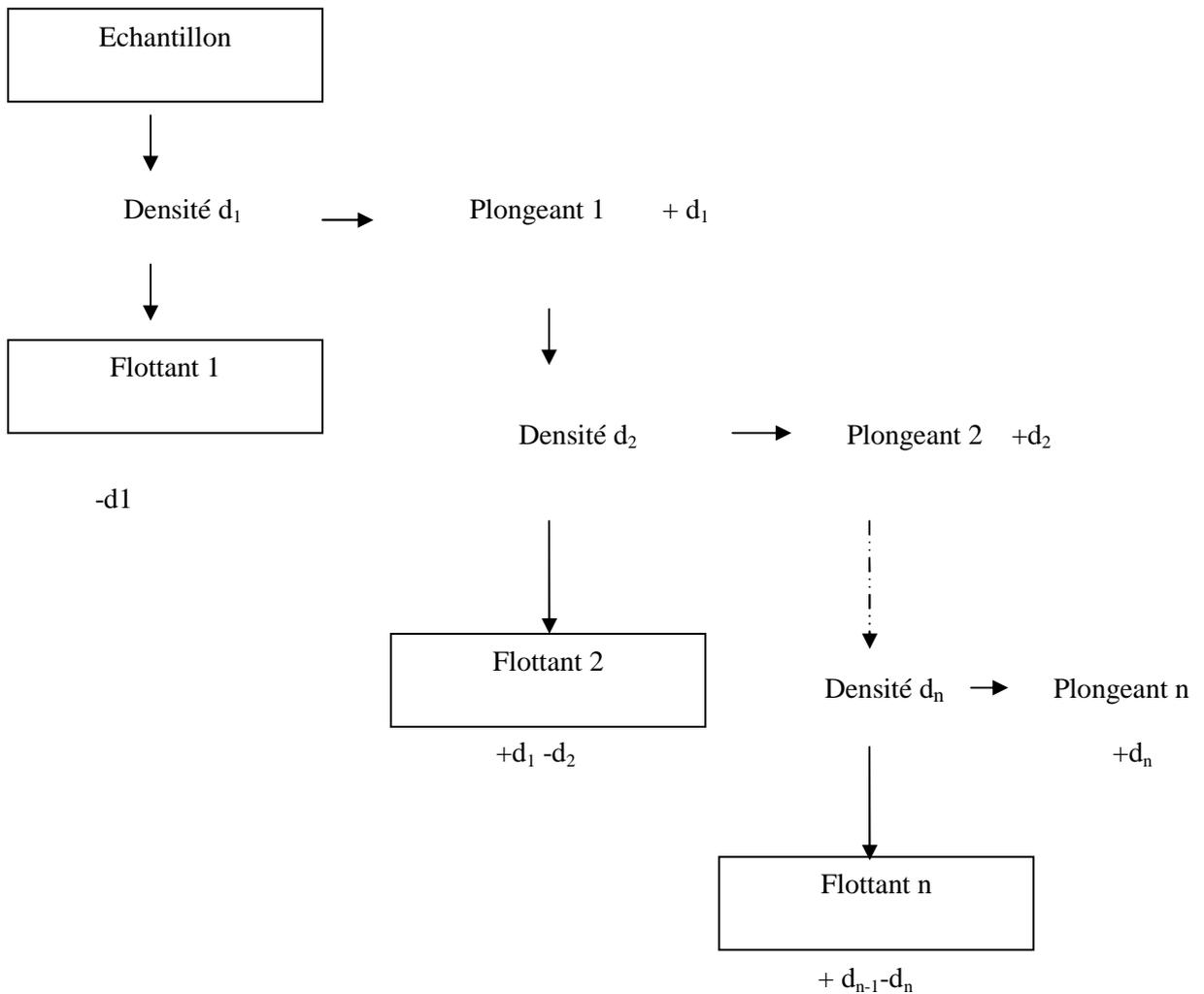


Figure II.10: protocole de séparation par milieu dense

Désignation		Formule Chimique	Densité Kg/M ³	Couleur	solubilité dans l'eau
1/Liquides organiques Lourds	* Trichloréthane	C ₂ H ₃ Cl ₃	1460		
	* Tétrachlorure de carbone	CCl ₄	1680	Incolore	
	* Dibrométhane	C ₂ H ₄ Br ₂	2170		
	* Bromoforme	CHBr ₃	2890	Incolore	<i>Soluble</i>
	* Dibromo-éthylène	C ₂ H ₂ Br ₂	2930		
	* Tétrabrométhane (T.E.B)	C ₂ H ₂ Br ₄	2960	Incolore	<i>Insoluble</i>
	* Liqueur de Toulet (Iodomercurate de Potassium)	HgI ₂ +KI	3170	Jaune	<i>Soluble</i>
	* Iodure de Méthylène	CH ₂ I ₂	3320	Incolore	<i>Soluble</i>
	* Liqueur de Rhorbach (Mercurinitrate de Baryum)	BaI ₂ + HgI ₂	3590	Jaune	
	* Liqueur de clerici (ou formiate et Malonate de Thallium)	CH ₂ (COOTi) ₂ HCOOT	4250	Jaune	
2/Liquides Lourds non organiques (solutions vraies)	* Solution de sel de Chlorure de Calcium	CaCl ₂	2500	Incolore	Soluble
	* Solution de sel de Chlorure de Zinc	ZnCl ₂	2500	Incolore	Soluble
3/ Pseudo-solutions (alourdissant + eau Alourdissant = mélange de Solides)	* Minéraux:				
	. Pyrite				
	. Pyrrhotine				
	. Barytine				
	. Magnetite				
	. Arsénopyrite. Galène				
* Alliage: Ferrocilicium					
* Métal: Plomb					

Tableau II.1: caractéristiques des liqueurs denses [4]

B.4.3.6 - Conclusion

Cette méthode de séparation présente comme toutes les méthodes de traitement des avantages spéciaux, à savoir :

- cette technique permet d'effectuer la séparation, même si la différence de densités entre les particules est très faible, soit 0.1 à 0.05 ;
- les variations d'alimentation en minerai n'entraînent pas de fluctuation dans le processus technologique ;
- le processus est très stable ;
- les appareils de concentration par milieu dense ont une grande capacité de production.

Cependant, elle possède aussi des inconvénients :

- Il est toujours nécessaire de récupérer et de régénérer le médium ;
- la présence de fines particules gêne considérablement le processus de séparation ;
- la concentration de minerai tendre est très délicate.

C. VALORISATION PAR FLOTTATION

C.1- Introduction [11]

La flottation, d'un point de vue minéralurgique, est indubitablement le procédé de concentration le plus important et le plus versatile, vis-à-vis du traitement du minerai. Ce procédé, breveté en 1906, a permis d'exploiter de façon rentable des gisements pauvres, qui, autrement, n'auraient pu être rentabilisés. À titre d'exemple, mentionnons qu'il n'y a pas si longtemps encore, les rejets des procédés gravimétriques étaient souvent plus riches en minerais que les gisements actuels exploités par flottation. La flottation est un procédé très spécifique, permettant d'effectuer des séparations sur des gisements très complexes, en particulier des sulfures. D'un point de vue environnemental, mentionnons que la flottation peut être utilisée pour décontaminer des matériaux solides de contaminants organiques et/ou inorganiques. Dans les deux cas, l'ajout de différents produits chimiques est le plus souvent nécessaire. La théorie de la flottation fait essentiellement appel aux différences entre les propriétés physicochimiques des surfaces des substances qui sont mises en contact.

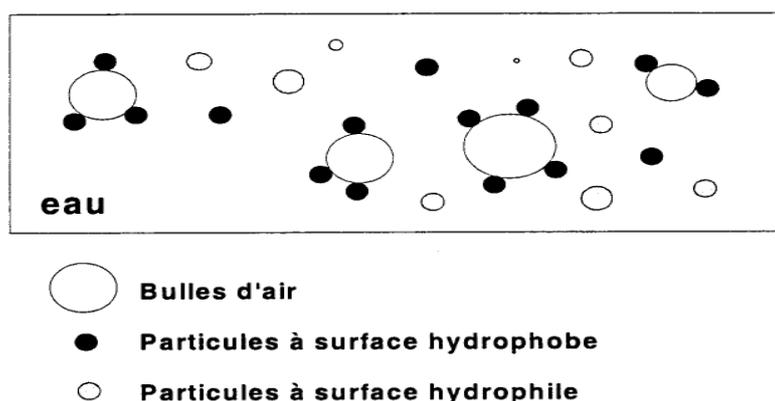


Figure II.11- Fixation des particules à surface hydrophobe aux bulles d'air

C.2- Principes physico-chimiques [11], [6]

C.2.1- Tension superficielle

D'un point de vue moléculaire, l'origine des propriétés particulières des surfaces vient du fait qu'une molécule située à la surface d'un volume quelconque est entourée de moins de molécules qu'une molécule située à l'intérieur du volume.

Pour un arrangement compact, une molécule située à l'intérieur d'un volume est entourée de 12 autres molécules. Pour une même molécule, située à la surface d'un volume pour le même arrangement, celle-ci est entourée de 9 molécules. Or, il existe une force cohésive entre deux molécules, permettant de réduire l'énergie potentielle du système.

Cette force est ce que l'on appelle plus communément les liaisons intermoléculaires. Puisqu'une molécule située à la surface est entourée de moins de molécules qu'une molécule située à l'intérieur du volume, cela implique que l'énergie d'une molécule à la surface est supérieure à celle située à l'intérieur du volume. Il faut donc fournir de l'énergie pour déplacer une molécule de l'intérieur d'un volume vers la surface et ainsi augmenter la surface. Mentionnons que cela s'applique aussi bien aux solides qu'aux liquides.

C'est ce phénomène qui donne naissance à la notion de tension superficielle γ . La tension superficielle, qui s'exprime généralement en N/m ou en J/m², reflète la plus ou moins grande difficulté d'un volume liquide donné à augmenter sa surface. Ainsi, le travail nécessaire, dw , pour augmenter la surface $d\sigma$ d'un liquide donné, se détermine par la relation :

$$dw = \gamma d\sigma$$

Le travail nécessaire, pour augmenter la surface d'un liquide donné, dépend donc de la nature chimique de ce liquide, puisque la tension superficielle est une propriété intrinsèque d'un liquide pur ou d'une solution donnée.

C.2.2- Interface air-solide [11], [5]

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

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

Essentiellement, pour qu'il y ait formation d'un agrégat stable entre une bulle d'air et une ou des particules solides, celles-ci doivent être hydrophobes. L'hydrophobicité d'une particule solide dépend de l'ensemble des forces mises en jeu à sa surface. Elle dépend principalement des tensions interfaciales (similaire à la tension superficielle) entre les différentes phases impliquées (Figure II.12). Un système, à

l'équilibre, implique qu'une bulle d'air soit attachée à une particule solide dans un milieu aqueux.

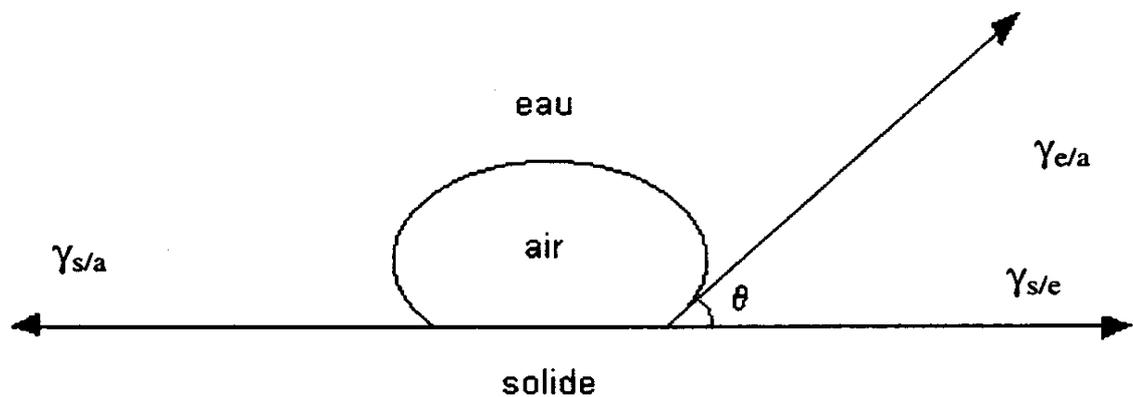


Figure II.12- Angle de contact entre une bulle et une particule solide dans un milieu aqueux

La tension interfaciale, entre la bulle d'air et la particule solide $\gamma_{s/a}$, peut s'exprimer ainsi :

$$\gamma_{s/a} = \gamma_{s/e} + \gamma_{e/a} \cos\theta \quad \dots\dots\dots (1)$$

Où $\gamma_{s/e}$ et $\gamma_{e/a}$ sont respectivement les tensions interfaciales entre une particule solide et l'eau, et l'eau et une bulle d'air, alors que θ représente l'angle entre la surface de la particule solide et la bulle d'air. La force requise pour briser cet agrégat s'appelle le solide .

La force d'adhésion $W_{s/a}$ est égale au travail nécessaire pour générer une nouvelle interface solide-eau, une nouvelle interface air-eau et pour briser l'interface air-solide; c'est-à-dire :

$$W_{s/a} = \gamma_{e/a} + \gamma_{s/e} - \gamma_{s/a} \quad \dots\dots\dots (2)$$

En combinant les équations 2 et 3, on obtient :

$$W_{s/a} = \gamma_{e/a} (1 - \cos\theta) \quad \dots\dots\dots (3)$$

On constate ainsi, que plus l'angle de contact est grand, plus le travail nécessaire pour briser l'agrégat particule-bulle est important. La flottabilité d'une particule solide augmente donc avec l'angle de contact. Cela est conforme à ce qu'intuitivement il est possible d'imaginer; c'est-à-dire que plus une particule solide est hydrophobe, plus la bulle d'air s'aplatit sur la surface solide.

C.3- Préparation de la pulpe [11]

La pulpe doit normalement subir une certaine préparation avant la flottation. Ainsi, de l'eau est habituellement ajoutée au matériau, afin d'avoir une pulpe contenant, de 5-50 % de solides sur une base massique. Puisque la flottation est un phénomène de surface, il faut s'assurer que le matériau soit exempt de toute agglomération. Pour ce faire, la pulpe est introduite dans un réservoir de conditionnement, où une agitation constante est maintenue, afin d'assurer l'homogénéité de la pulpe. Si cela est nécessaire, des agents dispersants sont ajoutés. Lorsqu'une agitation plus violente est requise, la période de conditionnement peut être remplacée par de l'attrition. L'attrition permet de détacher les

particules fines des plus grosses et aussi de nettoyer la surface des particules par friction. Soulignons que l'attrition est d'autant plus efficace, que le pourcentage massique en solides de la pulpe est élevé. Enfin, techniquement parlant, la configuration du réservoir est notamment ce qui différencie le conditionnement de l'attrition.

C.4- Réactifs chimiques [11], [5]

Généralement, des réactifs chimiques sont ajoutés à la pulpe dans un procédé de flottation, de façon à améliorer son efficacité. Il existe une large gamme de ces produits, pouvant être classés dans trois catégories différentes : les collecteurs, les moussants et les régulateurs. La nature et la quantité des produits utilisés dépendent des propriétés physico-chimiques superficielles des particules à concentrer. Mentionnons aussi que l'efficacité du procédé dépend du pH et du potentiel d'oxydoréduction de la pulpe.

C.4.1- Les collecteurs [11], [5]

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

Un tensioactif (ou collecteur) est une molécule organique qui s'adsorbe à la surface du minerai ou du contaminant et qui le rend hydrophobe, facilitant ainsi l'attachement à une bulle d'air. L'ajout d'un tensioactif permet donc d'augmenter l'hydrophobicité naturelle d'une substance non polaire ou de générer une hydrophobicité artificielle pour une substance polaire. Les tensioactifs peuvent être de nature ionique ou non. Ceux qui sont non ioniques sont très peu solubles dans l'eau et rendent le minerai ou le contaminant hydrophobe en formant un mince film à la surface de la particule solide. Les tensioactifs ioniques peuvent être qualifiés d'hétéropolaires; c'est-à-dire qu'ils comportent à la fois une partie polaire et une autre non polaire. La partie non polaire est généralement une longue chaîne de carbone, ramifiée ou non, alors que la partie polaire peut être cationique ou anionique. Le schéma ci-dessous donne une vue d'ensemble de la classification des collecteurs utilisés en flottation. Le mode d'action des collecteurs est similaire à celui des savons.

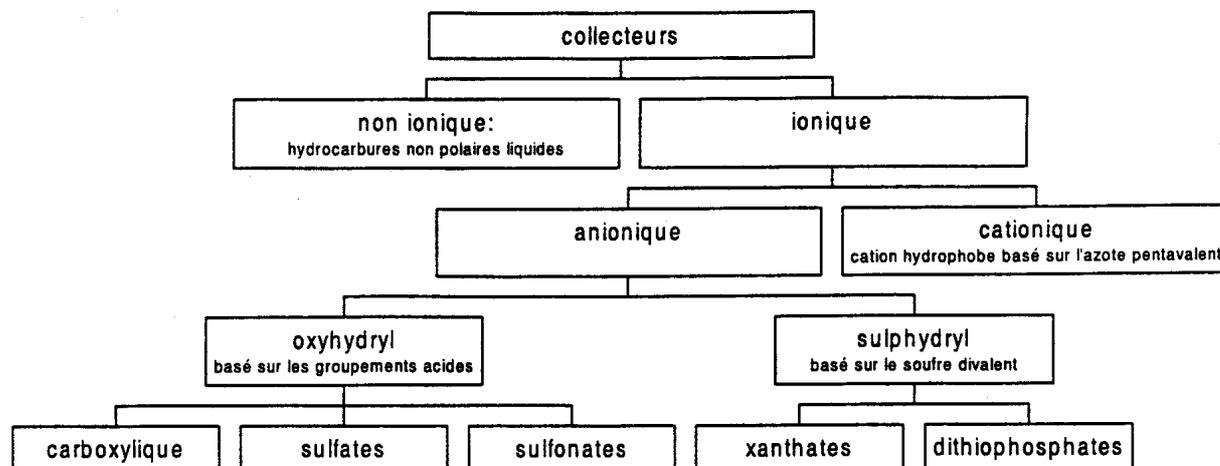


Figure II.I3- Classification des collecteurs

En effet, la partie polaire de la molécule s'adsorbe sur la surface de la particule et ainsi la partie non polaire forme une nouvelle surface à caractère fortement hydrophobe (Figure II.14).

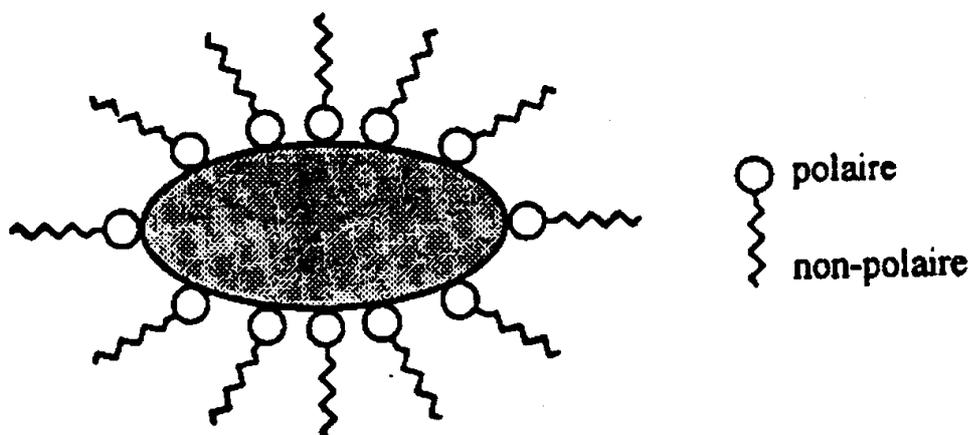


Figure II.14- Mode d'action d'un collecteur

La concentration du collecteur est un facteur très important pour l'efficacité du procédé. En effet, il est assez facile d'imaginer que si la concentration du tensioactif est trop faible, le caractère hydrophobe du minerai ne sera pas optimal. Toutefois, il ne faut pas penser qu'une augmentation infinie de la concentration d'un tensioactif contribue à augmenter sans cesse le caractère hydrophobe d'un minerai. En effet, il existe une concentration, pour laquelle le caractère hydrophobe du minerai ou du contaminant est optimal et celle-ci correspond physiquement à la formation d'une monocouche de tensioactif sur l'ensemble de la surface du minerai à flotter. Si la concentration du collecteur est supérieure à ce qui vient d'être décrit, d'une part la sélectivité du procédé risquera d'être réduite car il y aura flottation d'autres types de minerais, et, d'autre part, l'hydrophobicité des particules diminuera avec formation de multicouches à la surface des particules et celles-ci seront moins bien ordonnées et moins bien orientées qu'une monocouche.

C.4.2- Les moussants [11], [5]

Non seulement faut-il maximiser l'hydrophobicité du minerai ou du contaminant en ajoutant un collecteur, mais en plus, il faut s'assurer de la stabilité de l'agrégat particule-bulle. Celle-ci dépend essentiellement de l'agent moussant. Chimiquement les moussants sont souvent similaires aux tensioactifs ioniques ; certains d'entre eux sont de très puissants moussants, et de ce fait, ne peuvent être utilisés comme tels.

En effet, un moussant doit avoir un pouvoir collecteur négligeable, rendant la mousse juste suffisamment stable pour que celle-ci puisse être isolée de la pulpe. Les moussants sont généralement des molécules organiques hétéropolaires, qui abaissent la tension superficielle de la phase aqueuse et augmentent donc la stabilité et la durée de vie des bulles générées. Leur mode d'action est similaire aux collecteurs; c'est-à-dire que la partie polaire s'oriente vers l'eau, alors que celle non polaire s'oriente à l'intérieur des bulles d'air (Figure II.15).

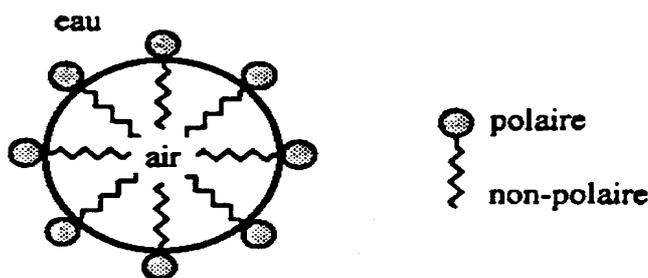


Figure II.15- Mode d'action d'un moussant

La plupart des agents moussants utilisés aujourd'hui sont des alcools, car ils n'ont pratiquement pas de propriétés de collecteur, contrairement à ceux ioniques. Une large gamme d'alcools synthétiques sont aujourd'hui disponibles. L'un des agents moussants le plus utilisé est le « méthyl- isobutyl- carbinol » MIBC (Figure II.16).

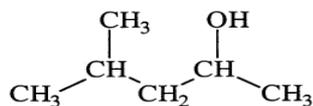


Figure II.16- Structure du MIBC

C.4.3- Les régulateurs [11], [5]

Les régulateurs sont largement utilisés en flottation, servant principalement à modifier l'action du collecteur en augmentant ou en diminuant le caractère hydrophobe d'une surface solide. Ils se subdivisent en deux catégories : les activateurs et les dépresseurs.

- a) Les activateurs : servent généralement à modifier la surface d'un minerai, afin de la rendre la plus accessible pour un collecteur. Ce sont généralement des sels solubles dans l'eau, dont l'un des ions réagit avec la surface du minerai ou du contaminant. Le sulfate de cuivre (II) et le sulfure de sodium sont deux activateurs, couramment utilisés dans l'industrie.
- b) Les dépresseurs : servent principalement à augmenter la sélectivité du procédé, en rendant hydrophiles certains minerais ou contaminants, réduisant ainsi leur flottation. Il existe plusieurs types de dépresseurs et leur mode d'action est encore aujourd'hui mal compris. Le cyanure de sodium est un dépresseur très utilisé dans l'industrie minéralurgique. Il a l'avantage d'être très sélectif et donc de laisser la surface du minerai à flotter libre pour l'activateur. Toutefois, il doit être utilisé avec précaution, car il est très toxique et le contrôle du pH de la pulpe devient alors un élément critique. L'oxyde de soufre(IV) constitue un autre dépresseur largement utilisé. Enfin, certains réactifs organiques (starch, dextrin, tannin et quebracho) sont aussi utilisés comme dépresseurs. Ils ne sont toutefois pas aussi sélectifs que les dépresseurs ioniques.

C.4.4 Le pH [11],

Dans le cadre des applications minéralurgiques, le pH de la pulpe est pratiquement toujours une variable importante, dont il faut tenir compte et contrôler. En effet, il est important de réaliser que la sélectivité et l'efficacité d'une séparation par flottation dépendent dans une large mesure du pH de la pulpe, puisque les différents agents chimiques (collecteurs, moussants et régulateurs) ont une efficacité variable selon le pH. Il faut donc, non seulement s'assurer d'utiliser les bons agents chimiques à des concentrations adéquates, mais en plus, contrôler le pH et permettre ainsi une performance optimale du procédé. En fait, il existe un équilibre très fragile entre les concentrations des différents agents chimiques et le pH. Le plus souvent, la flottation se pratique en milieu basique, car la plupart des collecteurs sont stables dans ces conditions, tout en minimisant la corrosion des équipements. Les principaux produits utilisés pour contrôler le pH sont : la chaux hydratée, le carbonate de sodium et dans une moindre mesure l'hydroxyde de sodium et l'ammoniac.

C.4.5 Le potentiel Redox [11]

On a montré que sous certaines conditions d'oxydoréduction, certains minéraux peuvent être flottés sans ajout de collecteur. En effet, d'après ces travaux, la plupart des sulfures peuvent être flottés sans collecteur si les conditions Redox de la pulpe sont oxydantes. Toutefois, il semble que l'importance et le rôle du potentiel Redox soient encore mal compris aujourd'hui et que son application à des matrices complexes (mélange de sulfures) soit encore très limitée.

C.5- Flottation des minerais sulfurés [6]

Les objectifs de la flottation sélective des minerais sulfurés de plomb et zinc consistent à collecter le plomb dans le concentré de plomb et le zinc dans celui du zinc. Généralement, en pratique, on flote en premier lieu le plomb et après le zinc. Pour la flottation du plomb, on utilise les collecteurs sulfhydryle (éthylxanthate) et de l'huile de pin comme moussant dans un milieu faiblement alcalin (pH = 8 à 10). Dans la flottation du plomb, on utilise l'agent dépresseur le plus efficace : le cyanure de sodium, NaCN. Pour flotter le zinc, on active le minéral, généralement par le sulfate de cuivre (CuSO_4) et on le collecte par l'amylxanthate. Ce traitement est généralement produit dans un milieu moyennement alcalin (pH de 10 à 12).

C.6- Flottation des minerais oxydés [6]

Les minerais oxydés sont de façon générale difficile à flotter, car ils ont des propriétés physiques voisines de celles des gangues. Les problèmes présentés par le traitement des minerais oxydés sont liés à la nature de la gangue, acide ou basique.

Une gangue acide sulfatée renferme : de la baryte, du quartz ou du silicate.

Une gangue basique carbonatée renferme : de la calcite, de la dolomite, de la sidérite.

En pratique, on utilise des méthodes spécifiques pour le traitement de divers minerais oxydés.

C.7- Les principaux équipements de flottation [11]

Il existe principalement deux types d'équipements de flottation : les appareils pneumatiques et les appareils mécaniques. Les cellules de flottation font partie des équipements mécaniques alors que les colonnes font partie des équipements pneumatiques.

C.7.1- Les cellules de flottation [6]

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 II.17). 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.

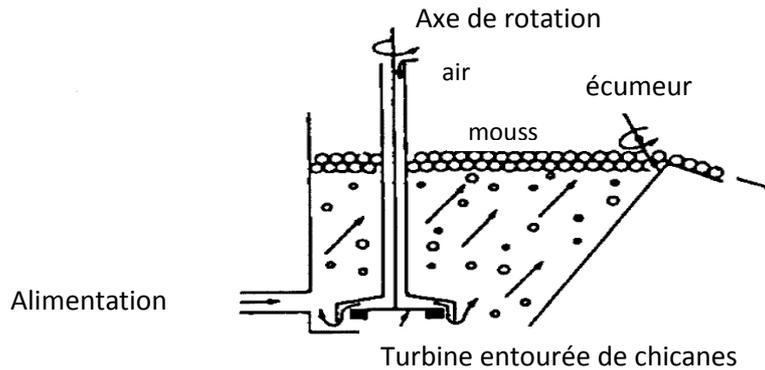


Figure II.17- Cellule de Flottation

Pour les procédés en continu, le rejet est soutiré à la base de la cellule. Généralement, dans un procédé industriel, plusieurs cellules sont disposées en banc (en série), afin d'améliorer l'efficacité du procédé. La pulpe est ainsi introduite dans le premier réservoir, où une fraction donnée des particules hydrophobes est recueillie dans le concentré. Ensuite, le rejet, encore relativement riche en particules hydrophobes, est introduit dans une seconde cellule où une autre fraction en particules hydrophobes est recueillie. Le processus se répète ainsi, jusqu'à ce que généralement, il ne reste pratiquement plus de particules hydrophobes.

C.7.2- Les colonnes de flottation [11]

Les colonnes constituent, ce qu'il est convenu d'appeler, équipements pneumatiques. En effet, le concept a été développé au Canada au début des années 1960. Elles sont particulièrement efficaces pour traiter les particules fines. Essentiellement, une colonne est constituée d'une longue section (circulaire ou carrée) relativement étroite (Figure II.18). Typiquement, à l'échelle industrielle, les colonnes ont de 9 à 15 mètres de longueur et un diamètre de 0,5 à 3 mètres. Toutefois, en laboratoire, il est possible de construire des colonnes de façon artisanale, ayant une longueur de 2 mètres seulement. L'air est introduit par la base et sa dispersion sous forme de fines bulles est assurée par un diffuseur. Dans une colonne, la taille des bulles peut atteindre un minimum de 0,01 mm et celle-ci peut être modifiée sans changer la concentration du collecteur (contrairement aux cellules). En effet, on peut changer la distribution de la taille des bulles en modifiant la pression du diffuseur

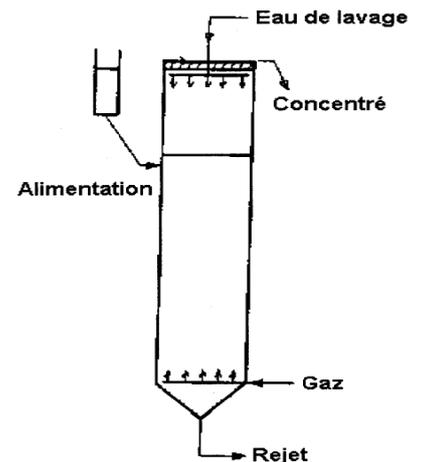


Figure II.18- Colonne de flottation

PARTIE PRATIQUE ET EXPERIMENTALE

Chapitre III

Identification du minerai

1- Echantillonnage :

Dans le cadre d'essais de valorisation du minerai polymétallique de plomb et zinc d'EL-ABED (W.Tlemcen), il a fallu procéder à un échantillonnage, afin d'obtenir des échantillons représentatives du gisement. Le poids total de ces prélèvements était d'environ de 130 kilogrammes. Cette masse de minerai a été subdivisée rationnellement par quartage ou diviseur afin d'obtenir des échantillons et du Tout-vent pour les diverses affectations (Fig IV.1).

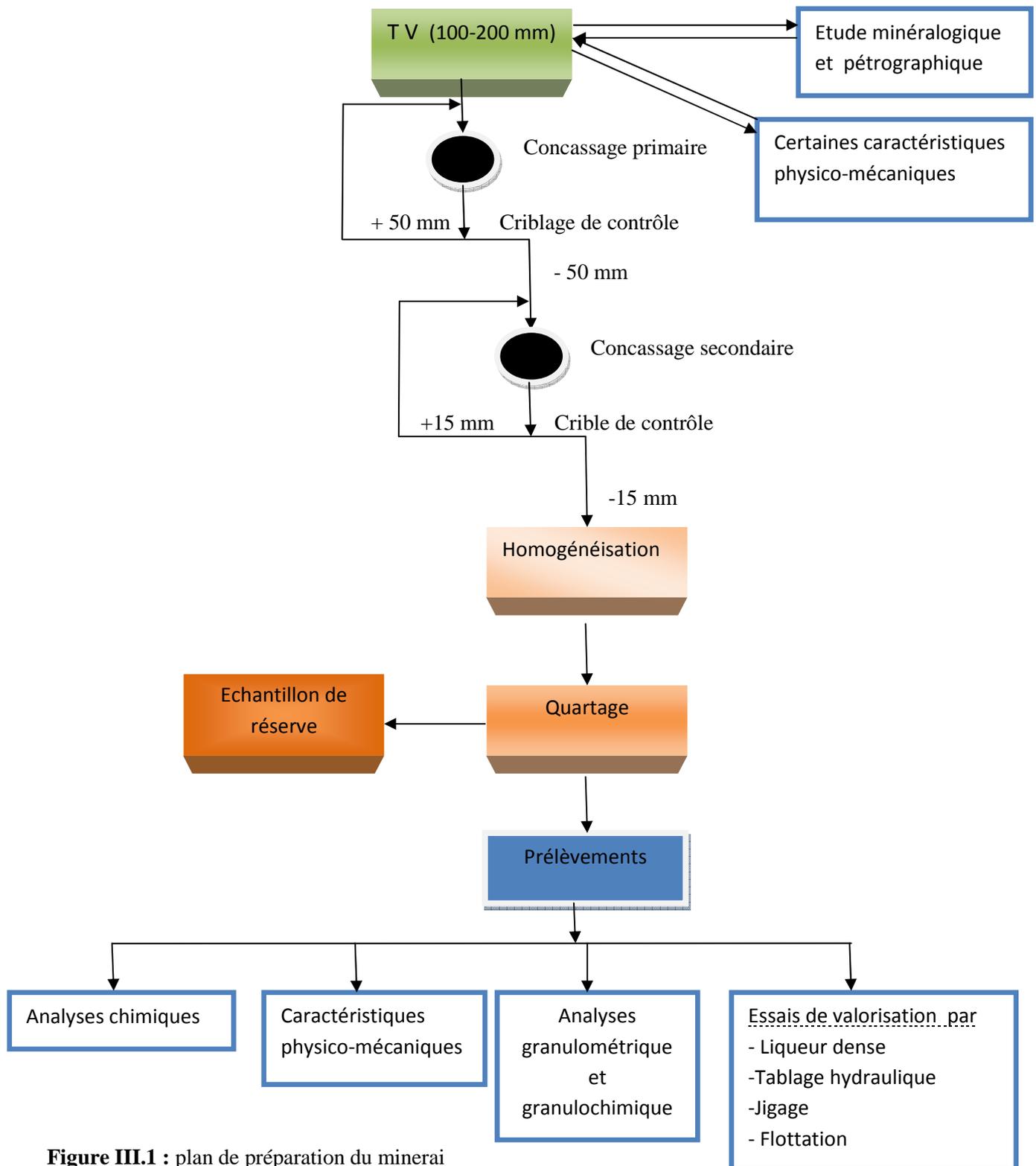


Figure III.1 : plan de préparation du minerai

2-Etude minéralogique et pétrographique

En procédant à la préparation de la roche (Annexe I) et au quartage de minerai, on a obtenu des sections polies et des lames minces, qu'ont été réalisées au sein du laboratoire central de l'ORGM. Une étude minéralogique et pétrographique a été entreprise. L'utilisation de microscope à lumière polarisante a permis de pratiquer une :

2.1-Etude de la lame mince

On a observé par la lame mince uniquement les minéraux transparents, on a donc trouvé la dolomie primaire représentée par une masse micritique de grès, de taille 0.03mm entourée par de la matière argileuse, lui conférant un aspect trouble, elles sont silicifiées par des grès de quartz, de même taille que ceux de la dolomie.

Cette masse micritique a subi un processus hydrothermal de dolomitisation, provoquant la formation d'une masse dolomitique, de forme rhomboédrique de teinte plus claire et de grande taille par fois centimétrique, la grande forme rhomboédrique corrode la masse de la dolomite primaire.

La roche montre une silicification qui s'exprime par la formation des cristaux automorphes de quartz hexagonal dipyramidale, généralement localisés dans les espaces intergranulaires des cristaux de dolomie.

Conclusion : la répartition approximative des minéraux dans cette roche est :

Dolomie primaire	30 %
Dolomie secondaire.....	40 %
Quartz.....	1 %
Minéraux opaques	29 %

2.2-Etude de la section polie

On observe, à l'aide d'un microscope de lumière polarisée réfléchi un ensemble de minéraux opaques qui correspond à une masse carbonatée, représentée par les dolomies avec une minéralisation polymétallique essentielle de galène, de blende, et de pyrite.

- La galène : couleur blanchâtre, se présente en section de grès aplati, de forme automorphe à contour polygonal
- La blende : couleur grise claire, en grains isométriques, avec des réflexions rougeâtres.
- La pyrite : relativement la moins abondante, de couleur jaunâtre en forme de grains isolés par fois isométriques, elle se trouve par endroit avec la galène.

Conclusion : la répartition approximative des minéraux opaques est :

Pyrite	1 %
Hydroscydés de fer	< 1 %
Sphalérite.....	18%
Galène.....	9 %

L'étude de la lame mince et de la section polie indiquent que les roches analysées sont caractérisées par la présence abondante d'une minéralisation plombo-zincifère, formée de sphalérite de galène.

3-Analyses chimiques

3.1-Par spectrométrie d'absorption atomique

L'analyse chimique effectuée par absorption atomique, a été réalisée au niveau de laboratoire central de l'ORGM sur échantillon représentatif.

Après quartage et broyage, on respecte le mode opératoire développé dans l'annexe III. Les analyses chimiques ont donné les teneurs suivantes :

Pb	4.05 %
Zn	12.63%
Fe	2.51 %
Ag (g/t)	156.6

3.2-Analyse par la chimie classique

On fait appel à la méthode de la chimie classique ou méthode complexométrique, lorsqu'il s'agit de déterminer une concentration, ne pouvons pas apparaître par spectrométrie d'absorption atomique.

Par cette méthode on dosera seulement le plomb, pour comparer nos résultats à l'autre méthode précédente. La description de la méthode est dans l'annexe II. On a trouvé que la teneur en plomb est égale à 4.48 %

(% Pb=4.48 %)

Par comparaison de ces deux méthodes, on voit que par la :

- méthode A A S : % Pb=4.05 %.
- méthode classique : % Pb=4.48 %.

Les deux résultats sont assez proches, le pourcentage de l'erreur est de l'ordre de : 7 %.

On retiendra la valeur moyenne, à savoir : % Pb_{moyenne} =4.26 %

Commentaire :

Comme montrent les résultats d'analyses chimiques, l'échantillon est un minerai riche en plomb et zinc.

4-les paramètres physiques du minerai Pb-Zn :

Les trois (3) premiers paramètres ont été déterminés au laboratoire de l'ORGM. Le mode opératoire de chaque paramètre est développé dans l'annexe IV.

4.1- Calcul du taux d'humidité :

$$T(\%)=100*(M-M_0)/M]$$

$$M=500 \text{ g} \quad M_0 =498.3 \text{ g} \quad \rightarrow \quad T(\%)=0.34\%$$

4.2- Masse volumique absolue :

$$V_1=400 \text{ ml} \quad V_2=492.8 \text{ ml} \quad M=300\text{g}$$

$$w = M / (V_1-V_2) = 3.27\text{g/cm}^3$$

4.3-Calcul de la porosité :

V : volume total (apparent)

V_v : volume des vides entre les particules

$$n = \frac{V_s}{V}$$

$$n(\%)=[\text{volume des vides /volume total}] * 100$$

$$n(\%)=5.68\%$$

4.4- calcul de la dureté :

Ce paramètre à été déterminé au niveau du laboratoire de minéralogie du département de génie minier par la méthode de l'échelle de MOHS.

On trouve : d comprise entre 5 et 6, sur l'échelle de MOHS.

4.5- calcul de la surface spécifique (S_s): [14]

La surface spécifique est calculée par la relation suivante.

$$S_s = (0.354.k.T^{1/2}) / (0.5.\rho.\eta^{1/2})$$

k : constante de l'appareil égale 11. 8011

η: viscosité de l'air égale 1798.10

ρ : masse volumique

Nous trouvons t = 340

$$S_s=3.50 \text{ cm}^2/\text{g}$$

5- Analyse granulométrique :

Le but de cette analyse consiste à déterminer les proportions massiques de minerai fragmenté, tout en respectant les standards en matière de classification directe par tamisage, après avoir pratiqué un concassage au concasseur à mâchoires et concasseur à cylindres, en utilisant une série de tamis de la norme A.F.N.O.R, l'ouverture variant entre 14 mm et 0.04 mm, le tamisage a été réalisé par voie sèche.

Nous avons effectué, après chaque tamisage successif, une pesée du refus de chaque tamis ; chaque pesée correspond à la masse d'une classe granulométrique (tableau III.1) :

Classe en mm	Poids		refus cumulés(%)	passant cumulé(%)
	En gramme	Rendement pondéral (%)		
+14	2331.9	30.39	30.39	69.60
-14+12.5	780.9	10.17	40.57	59.42
-12.5+10	1276.7	16.64	57.21	42.78
-10+8	694.2	9.04	66.26	33.73
-8+6.3	456	5.94	72.20	27.79
-6.3+5	262.7	3.42	75.62	24.37
-5+3.15	388.4	5.06	80.69	19.30
-3.15+2	275.9	3.59	84.28	15.71
-2+1	301.9	3.93	88.22	11.77
-1+0.63	193.2	2.51	90.74	9.25
-0.63+0.4	168.6	2.19	92.93	7.06
-0.4+0.25	133.9	1.74	94.68	5.31
-0.25+0.16	136.5	1.77	96.46	3.53
-0.16+0.08	151.1	1.96	98.43	1.56
-0.08+0.04	106.4	1.38	99.81	0.18
-0.04	13.8	0.17	100	0
total		7672.1	100	

Tableau III.1 : Résultats de l'analyse granulométrique

5.1- Représentation des résultats:

La représentation graphique des résultats se traduit sous forme de deux courbes de passant cumulé et refus cumulé, en fonction de la dimension de tamisage (Figure III.2). La représentation se pratique sous forme d'histogramme, fixant les rendements pondéraux de chaque classe granulométrique (Figure III.3).

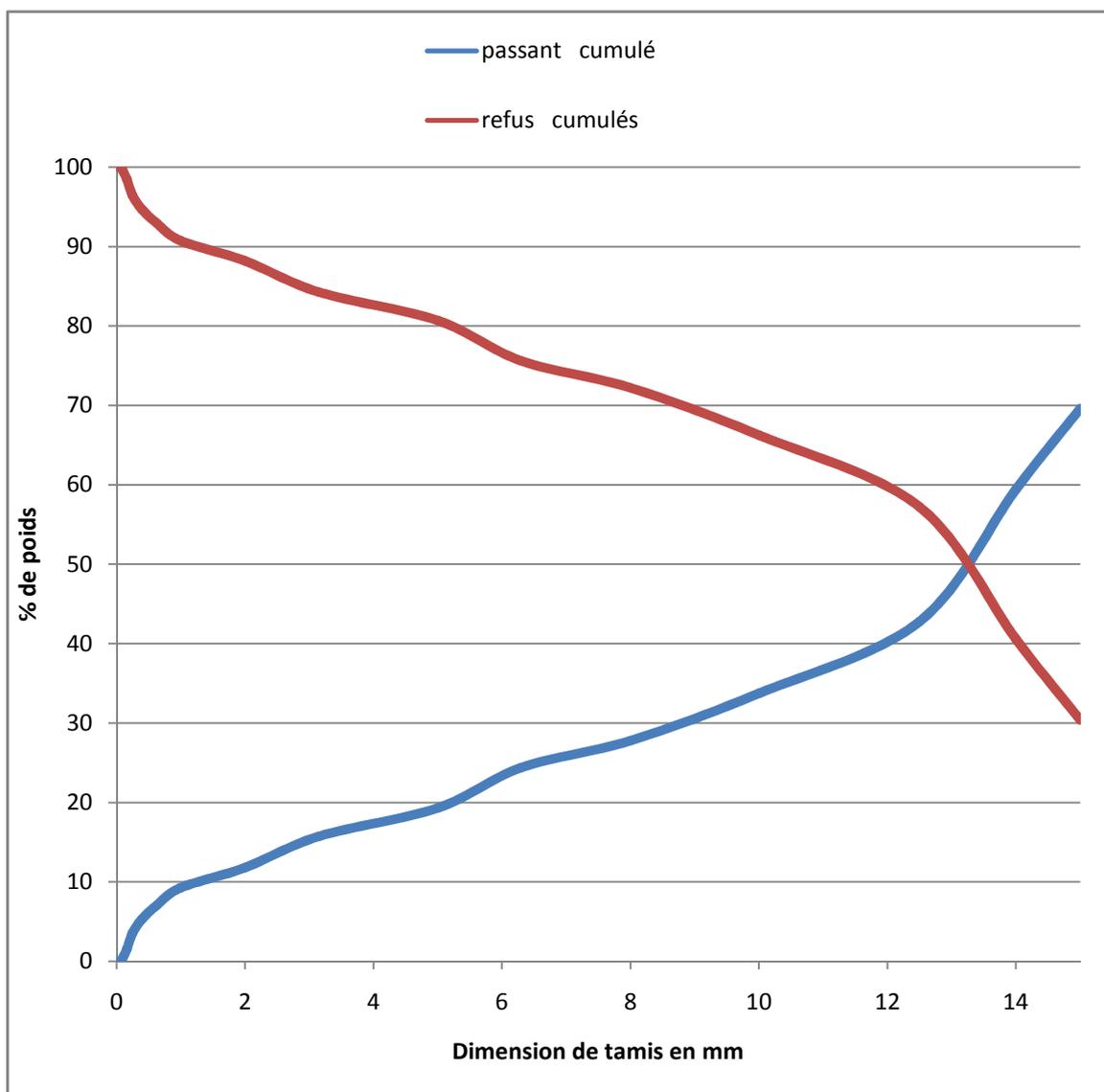


Figure III.2 : Distribution granulométrique de minerai

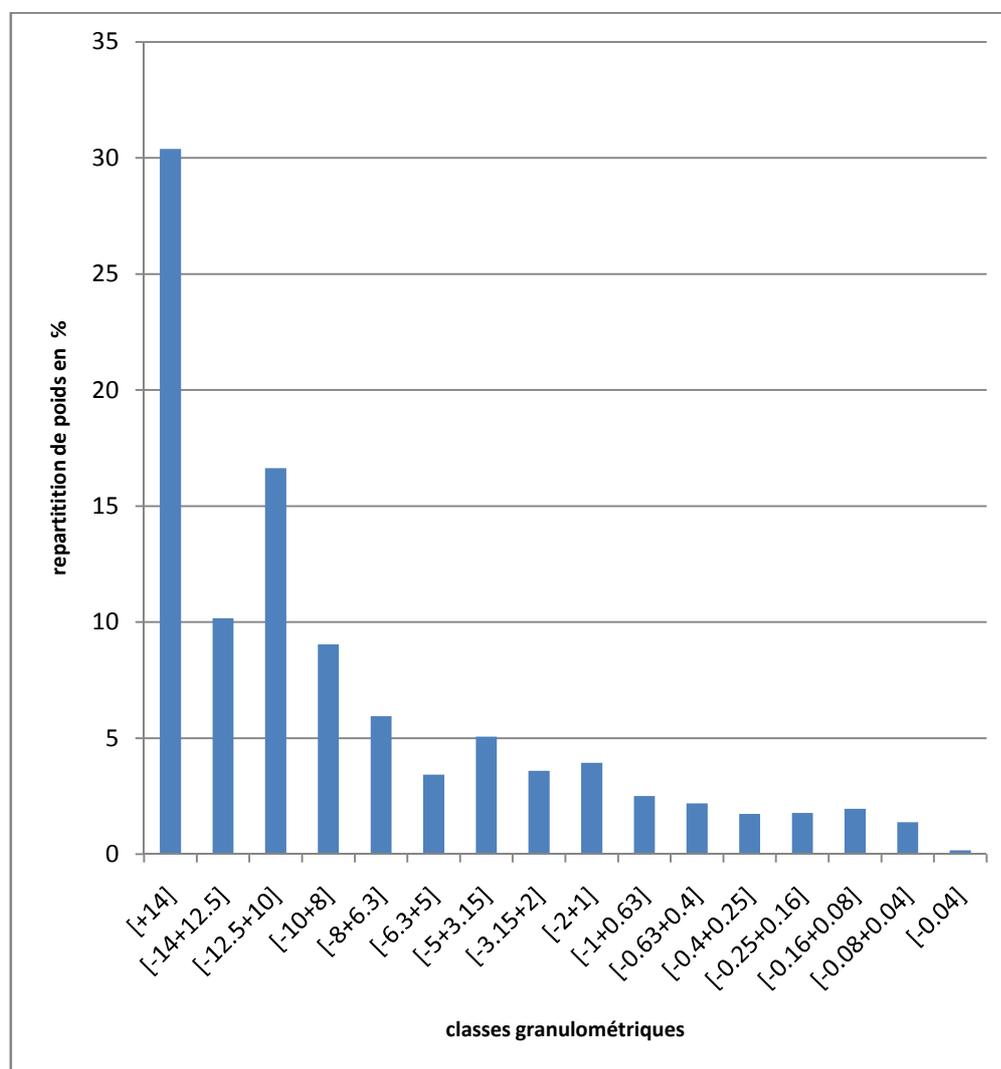


Figure III.3 : Histogramme de la distribution en poids du minerai selon les 16 classes granulométriques

5.2-Interprétation des résultats :

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

Le coefficient de courbure (C_c) : [$C_c = (d_{30})^2/d_{10} \cdot d_{60} = 9^2/14 \cdot 1 = 5.785$]. 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 (C_u) $\rightarrow (C_u = d_{60}/d_{10} = 14/1 = 14)$,

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

6- Analyse granulochimique :

L'objectif de l'analyse granulochimique consiste à préciser, après une opération de classification, l'aspect qualitatif et quantitatif en éléments métallifères ou autre au niveau de chaque tranche granulométrique. Cette analyse permet en quelque sorte de préciser l'enrichissement ou bien l'appauvrissement des différentes classes granulaires en éléments valorisables avant et après fragmentation.

Les 16 classes sont analysées par la méthode volumétrique (dosage par la méthode classique « Annexe II »), afin de déterminer les teneurs en Pb et en Zn. Les analyses granulochimiques ont été effectuées au laboratoire de valorisation des minerais à l'ENP.

Les résultats des analyses granulochimiques sont indiqués dans le Tableau III.2, précisant la teneur en Pb et Zn de chaque classe et la répartition métallifère par rapport à l'échantillon global.

Classe en (mm)	Répartition dans le TV (%)	Teneur (%)		Récupération (%)	
		Zn	Pb	Zn	Pb
+14	30.39	10.65	4.70	25.71	37.54
-14+12.5	10.17	15	2.25	12.12	6.01
-12.5+10	16.64	12.80	2.75	16.91	12.02
-10+8	9.04	12.60	4.75	9.05	11.29
-8+6.3	5.94	15.46	5.00	7.29	7.81
-6.3+5	3.42	13.65	3.70	3.71	3.33
-5+3.15	5.06	13.75	4.50	5.52	5.98
-3.15+2	3.59	14.73	5.05	4.20	4.77
-2+1	3.93	16.20	2.50	5.06	2.58
-1+0.63	2.51	16.05	2.00	3.21	1.32
-0.63+0.4	2.19	13.50	3.30	2.35	1.90
-0.4+0.25	1.74	13.50	3.15	1.87	1.44
-0.25+0.16	1.77	11.20	3.50	1.58	1.63
-0.16+0.08	1.96	5.00	2.50	0.78	1.29
-0.08+0.04	1.38	4.65	2.46	0.51	0.89
-0.04	0.17	4.05	2.40	0.05	0.11
		t*=12.58	t*=3.80	100	100

t* : teneur moyenne

Tableau III.2 : Analyses chimiques du Pb et du Zn des différentes classes granulométriques

6.1- Représentation de résultat :

La représentation graphique des résultats est réalisée sous forme de deux histogrammes l'un est présente la variation de la teneur de Pb et de Zn de chaque classe Figure III.4, l'autre d'histogramme présente la répartition de Pb et de Zn par apport le poids de chaque élément dans de tout- venant Figure III.5.

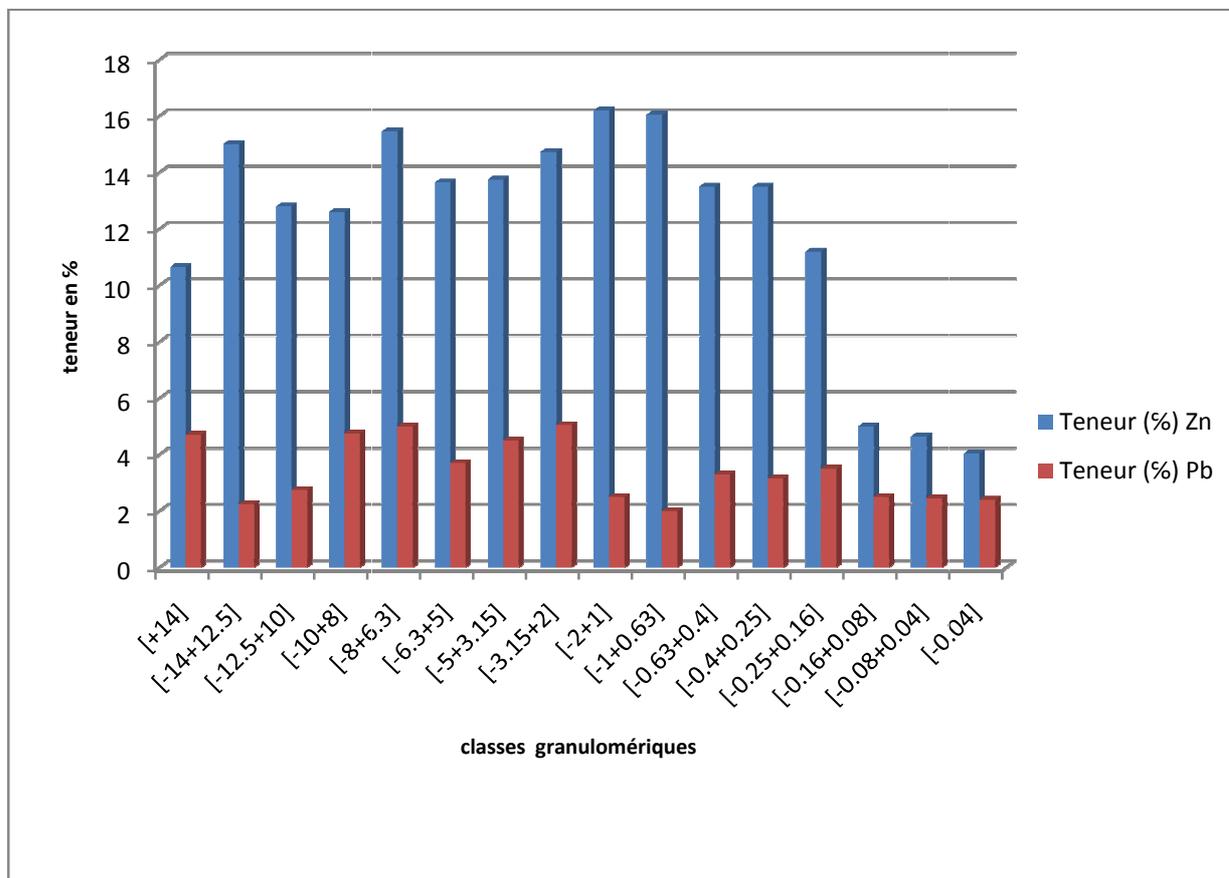


Figure III.4 : Histogramme de la répartition des teneurs en Pb et en Zn des classes granulométriques

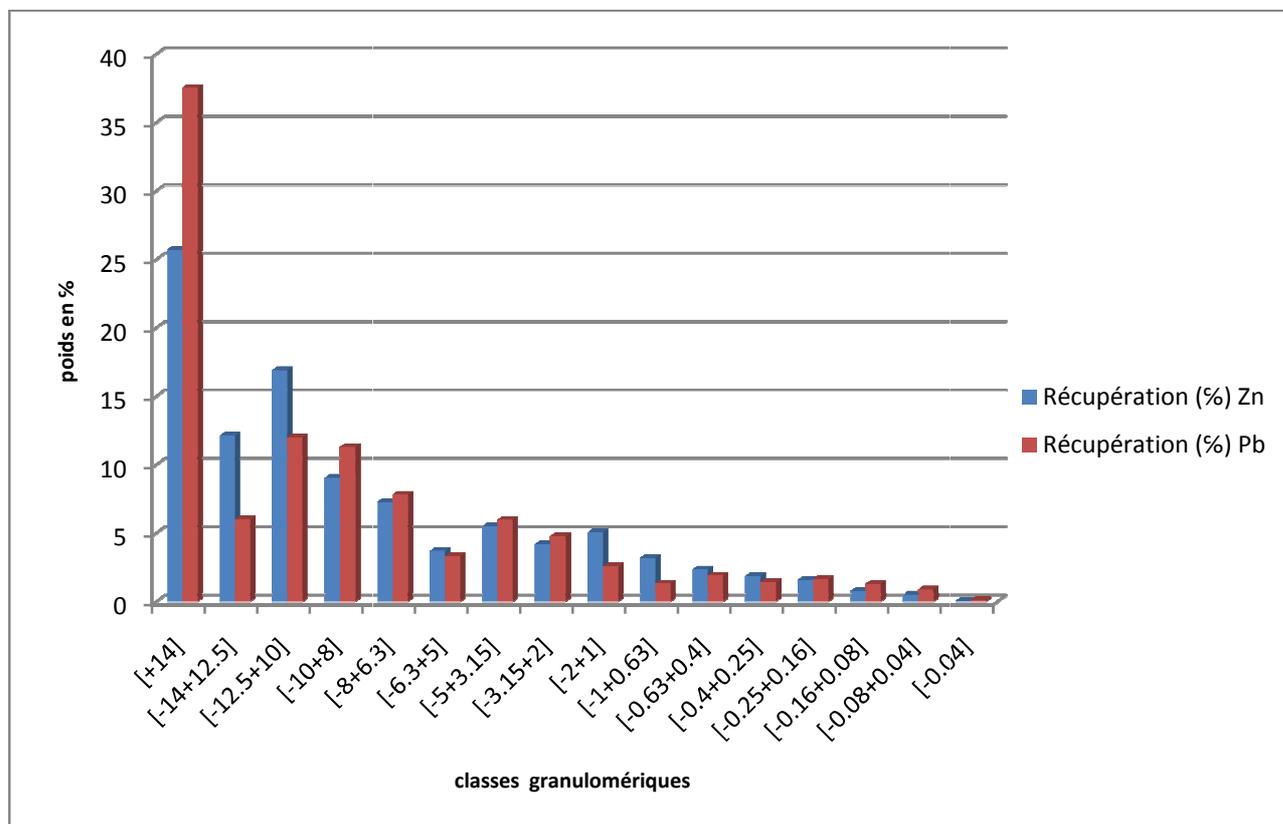


Figure III.5: Histogramme de la récupération de Pb et Zn dans chaque classe granulométrique

6.2-Interprétation des résultats :

En se référant à l'histogramme de la Figure III.4, on remarque que la teneur en Pb et en Zn varie d'une classe à l'autre de manière irrégulière.

Pour le Zn les teneurs les plus élevées se situent dans les classes : [-2+1] avec 16.20%, et [-1+0.63] avec 16.05%. La teneur la plus basse, soit 4.05%, concerne la classe [-0.04].

Concernant le Pb, on relèvera que les teneurs les plus élevées se situeraient aux niveaux des classes granulométriques suivantes :

- [-10+8] avec 4.75% en Pb ;
- [-8+6.3] avec 5.00% en Pb ;
- [-3.15+2] avec 5.05% en Pb ;

Pour ce qui est de la teneur en plomb la plus basse, soit 2.00%, on la trouvera au niveau de la classe [-1+0.63].

Le second histogramme de la figure III.5 représente la récupération en Pb et en Zn, au niveau de chaque classe granulométrique. Si on considère la classe [+14], cette récupération est maximale pour les deux éléments. Cette tranche granulométrique contient, en effet, une grande quantité de minerai de bonne teneur.

Dans la classe [-0.04], on remarquera une faible récupération de ces deux métaux, du fait d'une faible quantité de minerai, de faible teneur en Zn et en Pb. Entre ces deux classes il n'y a pas de distribution uniforme.

Les résultats de l'analyse granulochimique ont montré une concentration maximale de ces deux éléments valorisables (Pb et Zn) au sein de la tranche granulométrique [-2+0.63]. Ce qui se traduit par un enrichissement physique de ces deux éléments au sein de la classe [-2+0.63] lors de la fragmentation.

Chapitre IV

Les procédés de préconcentration physique

1. Enrichissement par liqueurs denses

1.1. Mise en œuvre expérimentale

Ces essais, parmi les procédés de préconcentration, la séparation par liqueurs denses est utilisée pour distinguer en fonction de la densité, les divisions des granulats de teneurs différentes.

a) Préparation du minerai

Les échantillons, soumis au traitement par liqueurs denses proviennent des classes granulométriques présentes dans le chapitre III de « l'identification du minerai »,

Nous avons divisé le minerai en trois tranches granulométriques : [-10+5] mm, [-5+3.15] mm et [-3.15+2] mm. On a lavé séparément ces trois tranches granulométriques, afin d'éliminer toutes particules fines susceptibles de gêner par la suite la séparation par liqueurs denses. Après lavage, l'échantillon a été séché puis pesé (200g)

b) déroulement d'une expérience

La séparation d'un minéral utile en fractions densimétriques distinctes, ayant pour objet de déterminer sa courbe de lavabilité, porte le nom d'analyse densimétrique. L'étude densimétrique a été réalisée au laboratoire du département Génie Minier, à l'aide de liqueurs organiques (mélange de Bromoforme et de Xylol) de différentes densités à savoir :

- le bromoforme [CHBr_3] de densité 2.845, bien que la densité réelle à l'état pur soit 2.9 ;
- le xylène [$(\text{CH}_3)_2\text{C}_6\text{H}_4$] de densité 0.863

On variant les proportions volumiques de xylène, nous réglons donc la densité de cette liqueur.

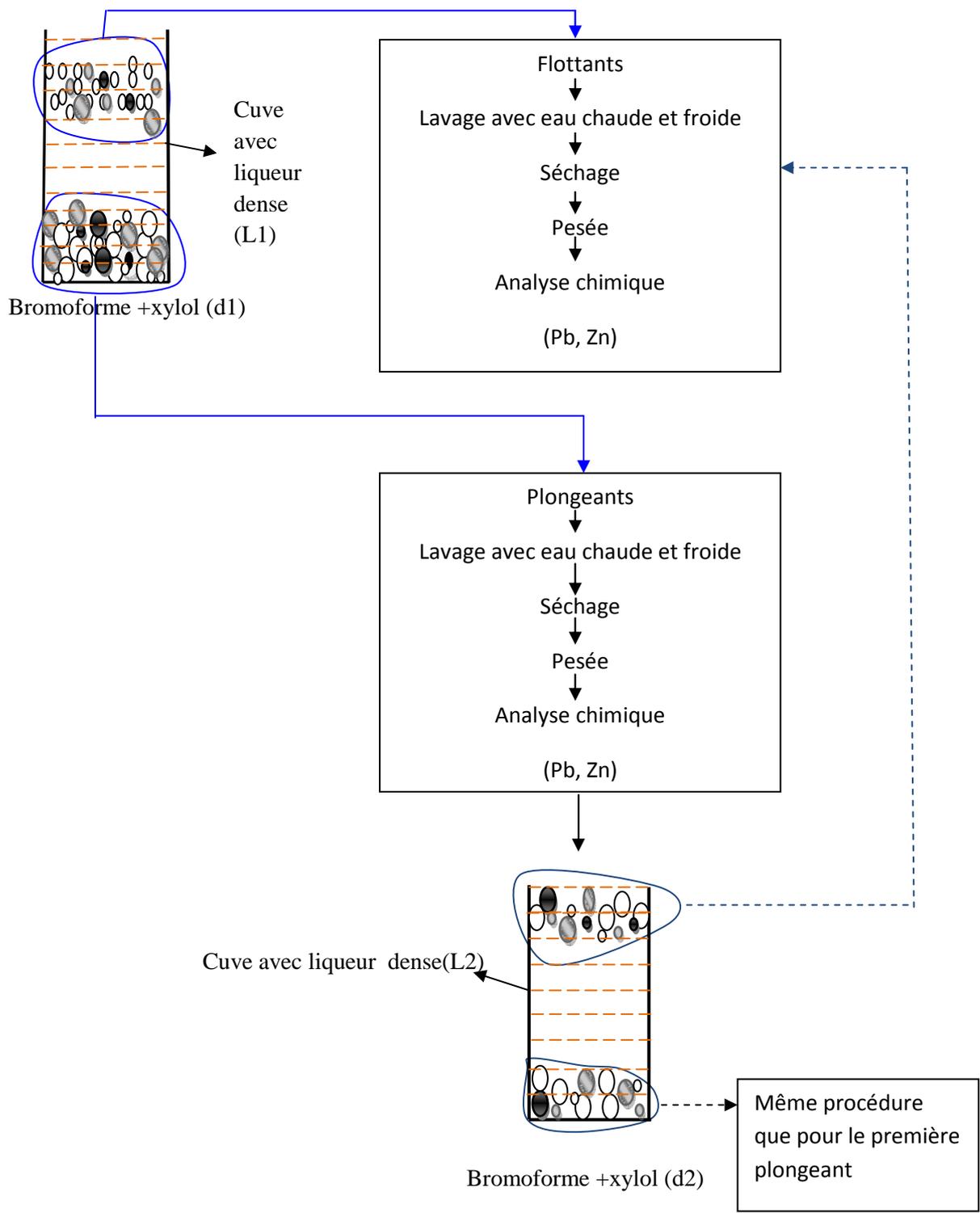
Pour le mélange (xylène et bromoforme), On utilise la méthode de la croix, pour avoir les densités suivantes : $d_1=2.725$, $d_2=2.774$, $d_3= 2.804$,

Dans chaque classe granulométrique préparée, nous avons suivi le cheminement densimétrique, d'après le schéma développé dans la figure (IV.2).

Après avoir déversé l'échantillon dans la première liqueur dense, de densité d_i , nous obtenons deux produits, se différenciant de par leur masse spécifique, représentant deux fractions de particules légères (flottantes) et lourdes (plongeantes) figure (IV.1).

Une fois que les deux fractions obtenues sont évacuées de la première liqueur dense, ils sont lavés à l'eau chaude puis froide, séchés, pesés et orientés vers l'analyse chimiquement. La pesée de chaque fraction fixera sont rendement, poids, en %.

Concernant la fraction plongeante, on l'introduira dans seconde liqueur dense, de densité, d_2 , tel que $d_2 > d_i$.



* $d1 < d2$

Figure IV.1: Séparation des particules flottantes (légères) et plongeantes (lourdes).

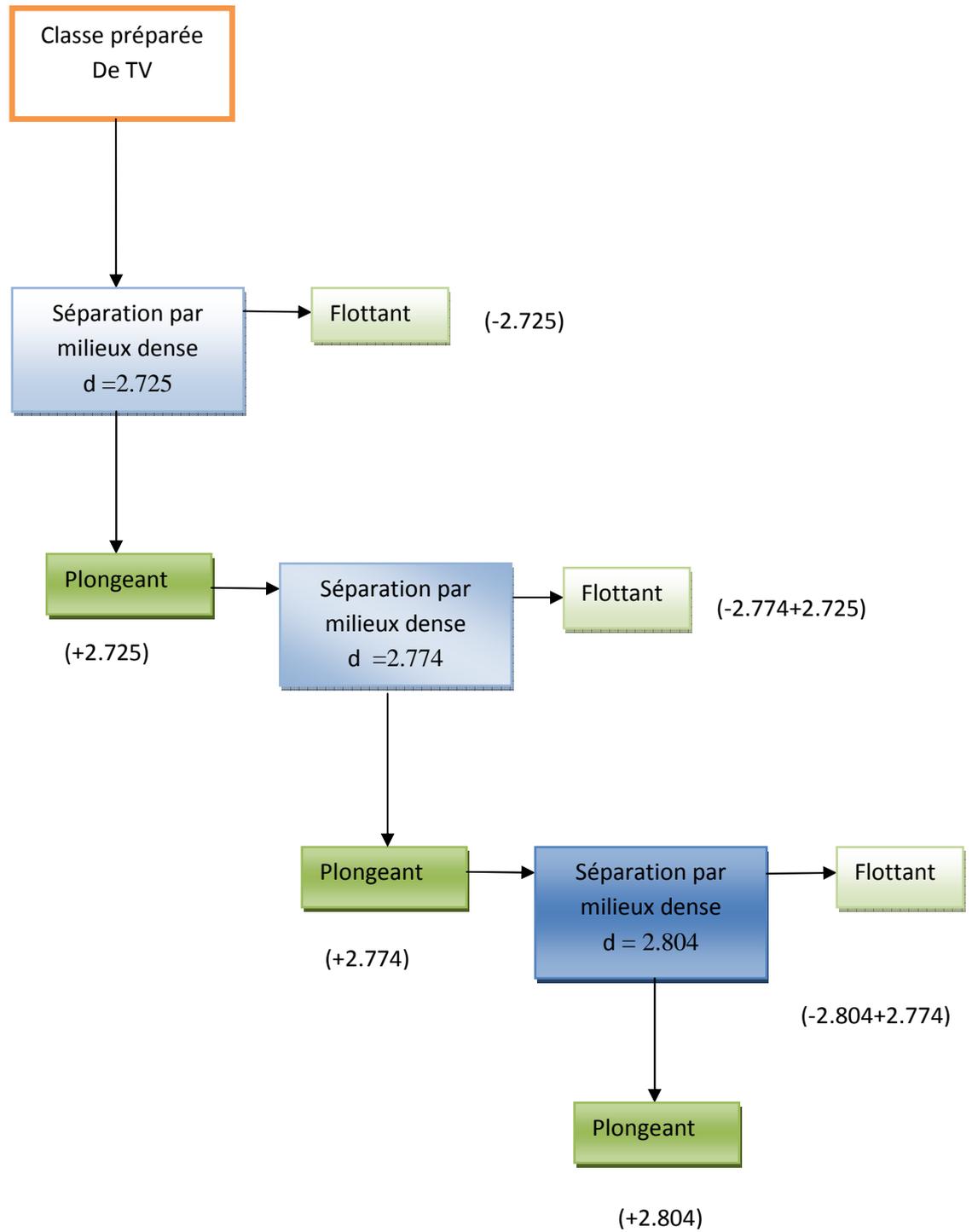


Figure IV.2: cheminement de séparation par liqueur dense

1.2. Présentation des résultats

Les résultats d'une séparation densimétrique par liqueurs denses peuvent être représentés par le tracé de trois séries de courbes, soient :

- une courbe densimétrique, fixant les rendements en poids des plongeurs, en fonction de la densité, ou courbe de lavabilité.
- une courbe de la variation de teneur métal, en fonction de la densité.
- une courbe de la variation de récupération, en fonction de la densité.

La seconde courbe concerne la relation existant entre la teneur de l'élément valorisable et la densité de la liqueur dense

La troisième courbe traduit la proportion de métal récupérable dans une masse de matériau, présentant une certaine teneur métallifère.

La densité de la fraction, récupérable à 50 % dans le concentré et à 50 % dans les rejets, porte le nom de densité de séparation, ou densité de coupure, ou encore densité de partage.

Toutes les fractions densimétriques inférieures à la densité de coupure peuvent s'extraire préférentiellement dans les rejets, tandis que celles de densité supérieure se retrouveront dans le concentré

La courbe de partage en généralement la forme S, traduisant en fait un lavage réel, réalisation ainsi un enrichissement idéal.

Densité	alimentation						Produit flottant					Produit plongeant				
	Poids		Teneur %		Récupération%		Poids cumulé %	Teneur %		Récupération %		Poids %	Teneur %		Récupération%	
	Dans la classe %	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
d1=2.725	100	2.60	3.7	9.85	100	100	12.5	2.2	3.5	7.43	4.44	87.5	3.91	10.76	92.46	95.58
d2=2.774	87.5	2.28	3.91	10.76	92.46	95.58	30	2.36	5.6	11.16	9.94	70	4.3	12.05	81.35	85.63
d3=2.804	70	1.82	4.3	12.05	81.35	85.63	50	3.2	8	17.29	16.24	50	4.74	13.67	64.05	69.39

Tableau IV.1 : analyse densimétrique de la classe granulométrique [-10+5] mm

Densité	alimentation						Produit flottant					Produit plongeant				
Densité	Poids		Teneur %		Récupération%		Poids cumulé %	Teneur %		Récupération %		Poids %	Teneur %		Récupération%	
	Dans la classe %	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
d1=2.725	100	2.60	4.5	13.75	100	100	25	2.35	4.45	13.05	8.09	75	5.22	16.85	87	91.90
d2=2.774	75	1.95	5.22	16.85	87	91.90	41.5	2.5	7.45	9.16	8.94	58.5	5.99	19.5	77.87	82.96
d3=2.804	58.5	1.52	5.99	19.5	77.87	82.96	59.5	3.52	9.5	14.08	12.43	40.5	7.1	23.95	63.9	70.54

Tableau IV.2: analyse densimétrique de la classe granulométrique [-5+3.15] mm

	Poids		Teneur %		Récupération%		Poids cumulé %	Teneur %		Récupération %		Poids %	Teneur %		Récupération%	
	Dans la classe %	Sur TV %	Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
d1=2.725	100	2.60	5.05	14.73	100	100	10.2	2.43	5.24	4.90	3.62	89.8	5.35	15.81	95.13	96.38
d2=2.774	89.8	2.34	5.35	15.81	95.13	96.38	80.72	4.8	13.3	67.02	63.67	19.28	7.32	25	27.94	32.72
d3=2.804	19.28	0.50	7.32	25	27.94	32.72	89.47	3.95	15.5	6.84	9.20	10.53	9.5	27.5	19.80	19.65

Tableau IV.3 : analyse densimétrique de la classe granulométrique [-3.15+2] mm

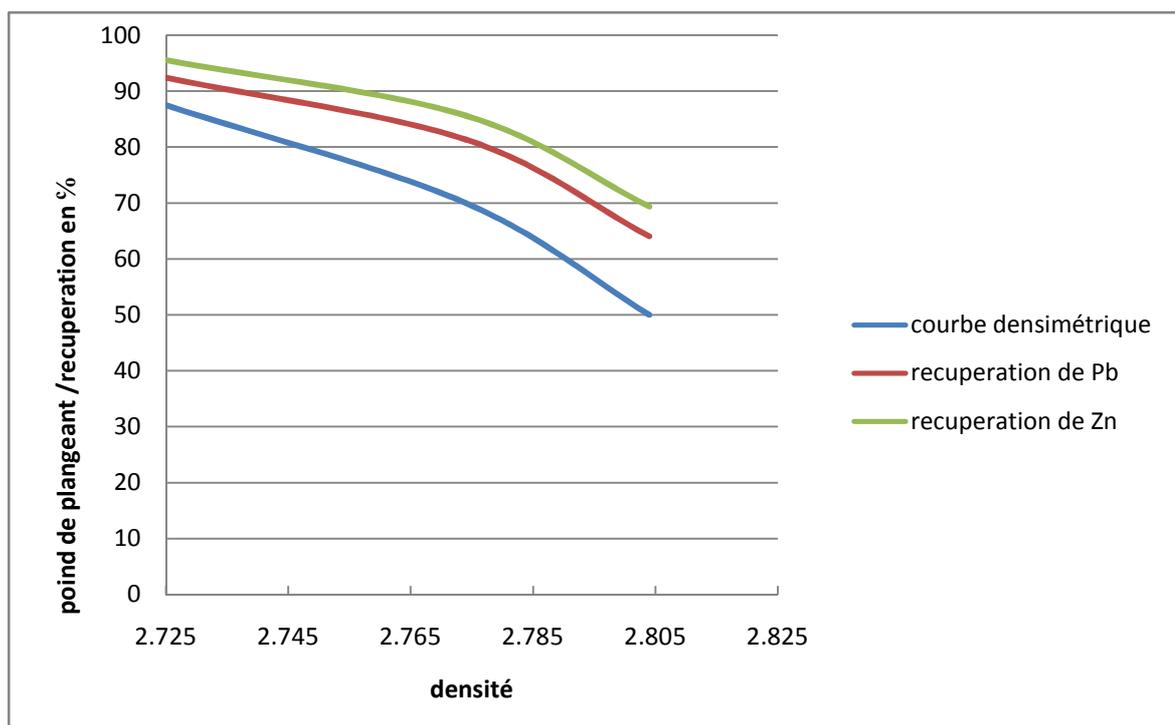


Figure IV.3 : Courbe densimétrique et courbes de récupération du Pb et du Zn, en fonction de la densité pour la tranche granulométrique [-10+5] mm.

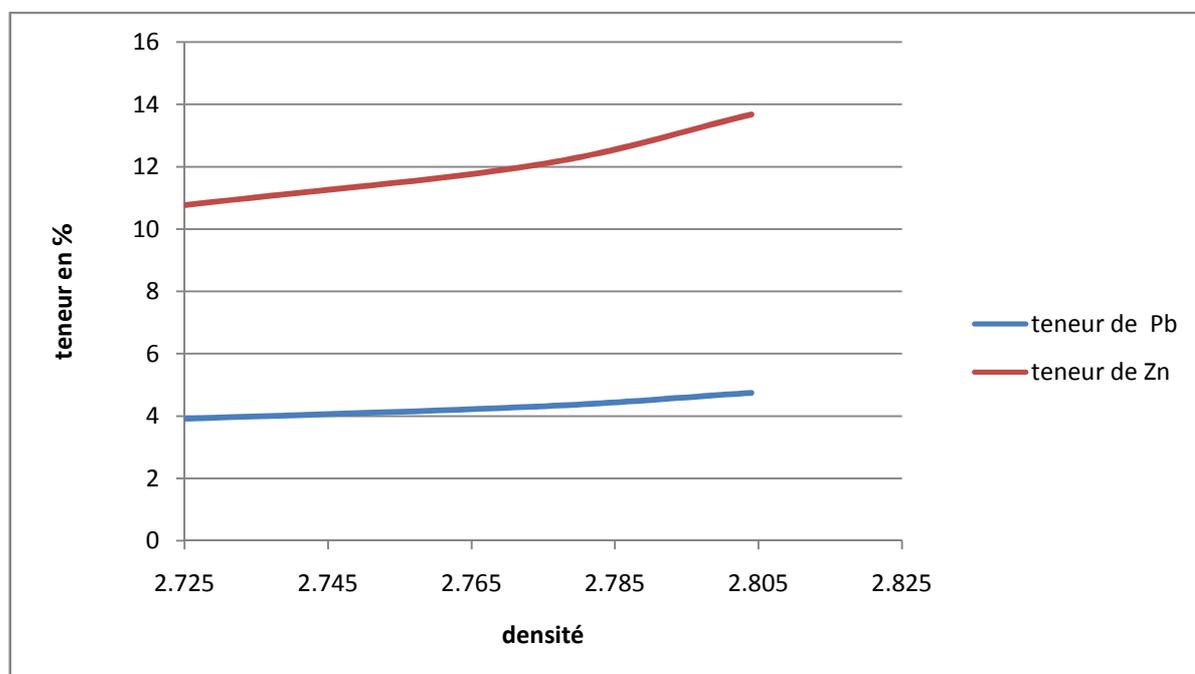


Figure IV.4 : Courbe de teneur en Pb et en Zn en fonction de la densité pour la tranche granulométrique [-10+5] mm.

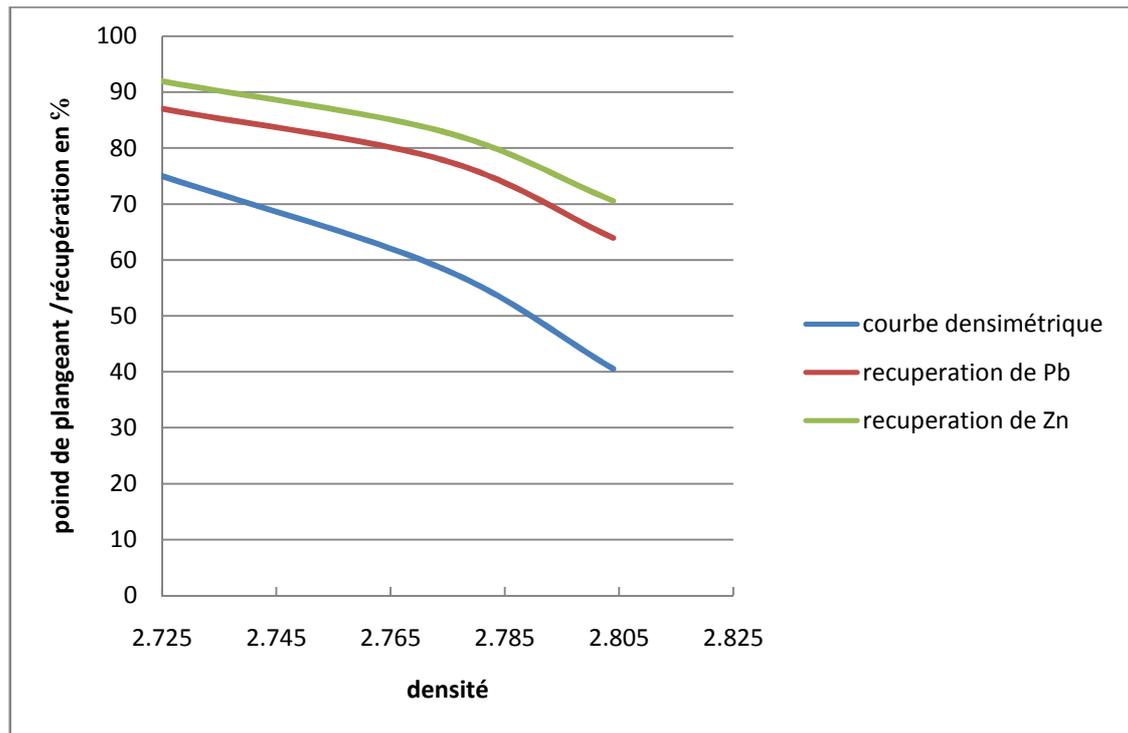


Figure IV.5: Courbe densimétrique et courbes de récupération du Pb et du Zn en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-5+3.15] mm.

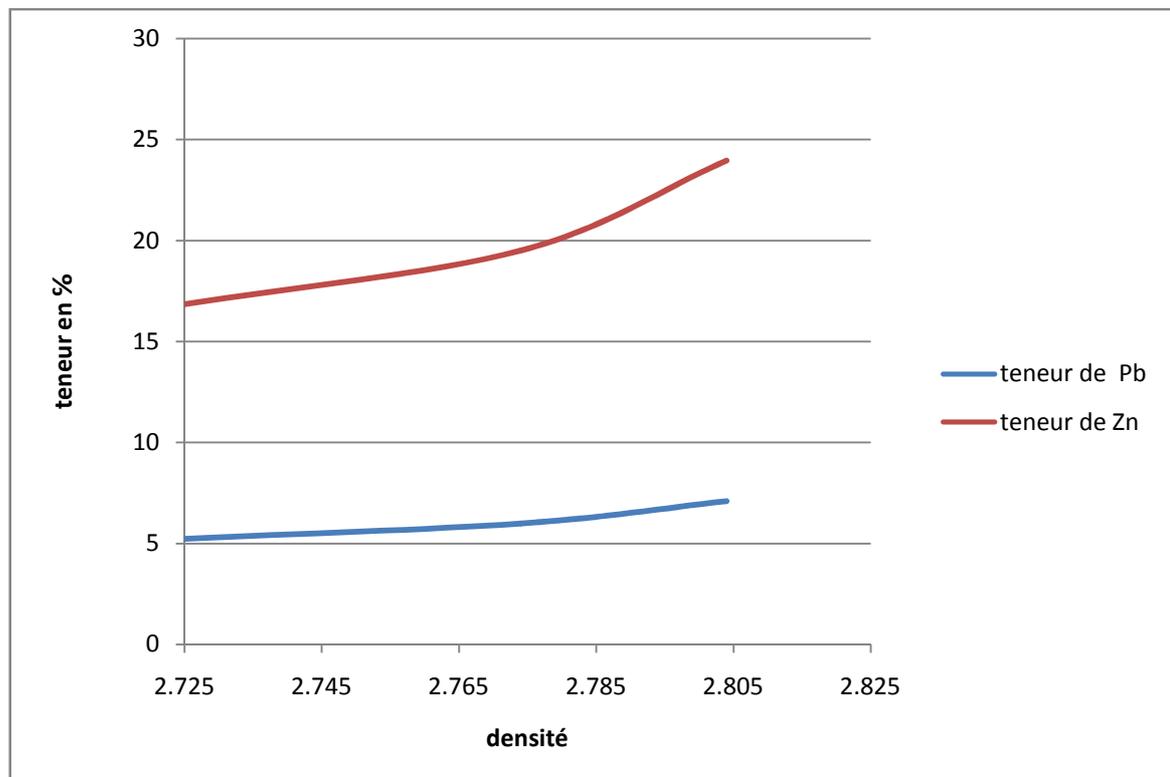


Figure IV.6: Courbe de teneur en Pb et en Zn en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-5+3.15] mm.

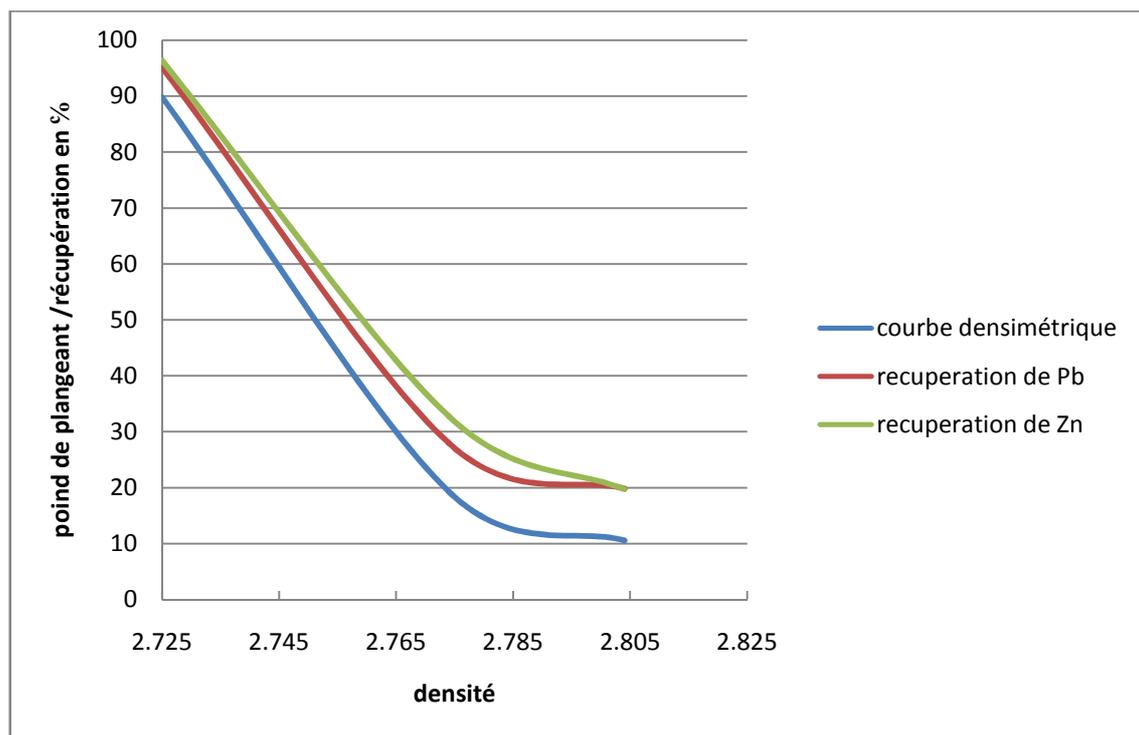


Figure IV.7 : Courbe densimétrique et courbes de récupération du Pb et du Zn, en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-3.15+2] mm

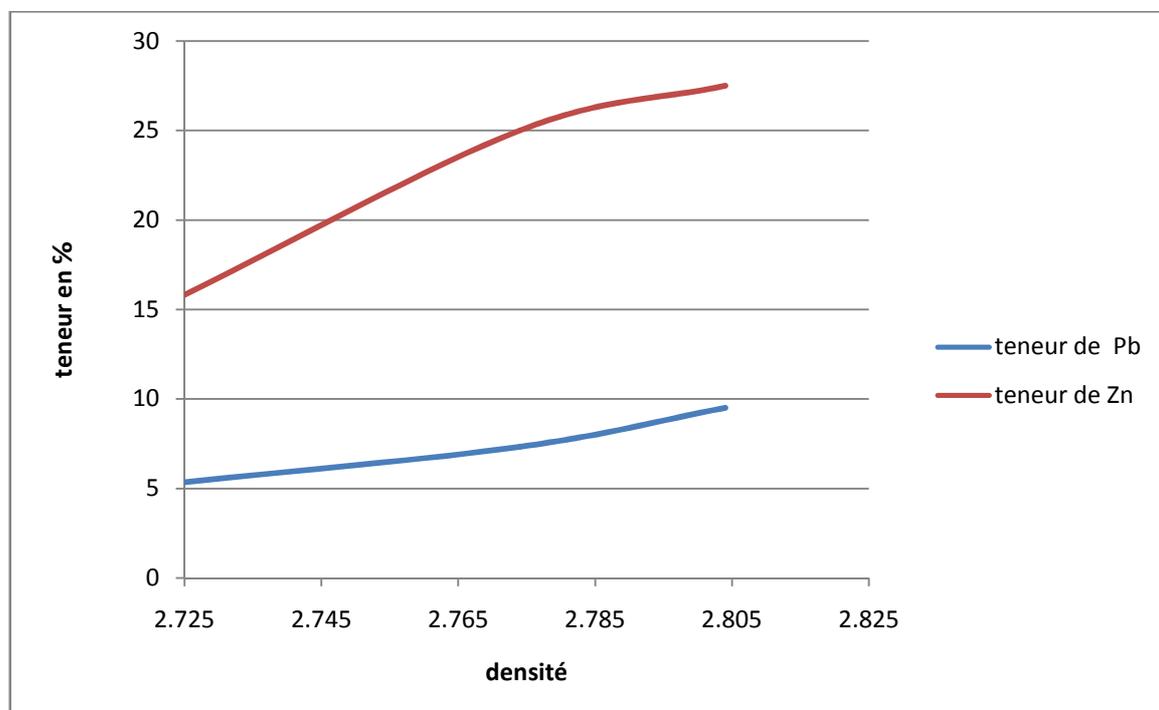


Figure IV.8 : Courbe de n teneur en Pb et en Zn, en fonction de la densité, pour la tranche granulométrique [-3.15+2] mm.

1.3. Interprétation des résultats

A partir des résultats et expressions graphiques obtenus, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes (réfère : Tableaux IV.1, IV.2, IV.3;et graphes (IV.3, IV.4, IV.5, IV.6, IV.7, IV.8).

- Plus on augmente la teneur métal au niveau de l'alimentation, plus la teneur métal dans les plongeurs augmente.

- l'allure des courbes de lavabilité obtenues, pour les différentes tranches granulométrique, et pour le minerai brut reconstitué, se rapproche d'une courbe idéale, traduisant la présence d'une faible quantité de mixte.

- La densité de coupure pour les tranches granulométriques [-10+5] mm et [-5+3.15] mm est supérieure à 2.804, pour la tranche [-3.15+2] mm elle varie entre 2.725 et 2.774.

- les densités supérieures donnent des teneurs élevées, mais avec une récupération minimale, contrairement, les faibles densités engendrent de petites teneurs et une grande récupération.

- Il apparaît que le taux de concentration semble être appréciable, car l'enrichissement par milieu dense est intéressant, que dans la mesure où il permet une élimination partielle de gangue, et par conséquent une diminution de la consommation en réactifs.

-on obtient le meilleur résultat dans la tranche [-3.15+2] mm, la teneur en Zn dépasse les 25% et le Pb 9.5%, à travers la densité 2.804.

-ce qui nous amène à dire que le minerai polymétallique du gisement d'El-Abed se prête donc à une séparation densimétrique, dans l'intervalle granulométrique que nous avons répertorié et choisi. Mais avec autres liqueur dense pas cher.

Cependant la liqueur proposée peut être utilisée en laboratoire, mais aucunement à l'échelle industrielle. La raisons évoquée a ce sujet est du au fait que ce soit des réactifs couteux. Le ferro-slicium pouvait utilisée industriellement, en remplacement du mélange bromoforme et xylène

2. Enrichissement par nappe pelliculaire fluante (tablage hydraulique)

2.1. Déroulement d'une expérience

Les échantillons étudiés proviennent des classes granulométriques suivantes [-2, +1] mm, [-1, +0.63] mm et [-0.63+0.4] mm, donnant la tranche granulométrique [-2, +0.4] mm.

L'étude de ce procédé de séparation gravimétrique a été réalisée au laboratoire de valorisation des minerais à l'ENP, à l'aide d'une table vibrante de dimension 2200*1000 mm, sa capacité est variable (150 à 400 kg/H). Le débit maximal d'eau est de 40 l/mn. Elle peut être inclinée et réglée dans le sens longitudinal ou latéral [6].

La procédure opératoire de cette table est conditionnée par :

- une alimentation constante et suffisante en eau de l'aire du plateau de manière à ce qu'elle puisse s'écouler régulièrement.
- le plateau doit être réglée, avec une inclinaison de 10° ($\alpha=10^\circ$)
- le réglage du mouvement oscillatoire de la surface du plateau. L'amplitude des oscillations est de 5 mm, la fréquence des vibrations est de 137.5 tours/mn. La période des vibrations est de 0.007 s.
- la prise de l'échantillon composite initial (1000g), trempée à l'eau, alimente le compartiment de chargement du plateau. Ce compartiment comporte des ouvertures au niveau de la surface du plateau ; la charge de matériau doit être régulière et uniforme. La capacité d'alimentation de la table est de 50kg/H en matériau.
- Il faut éviter la formation d'un éventail ou d'un faisceau normal du matériau sur le plateau. La formation de ce faisceau dépend du positionnement de la table et du début d'eau.

L'échantillon qui passe par la table, fournit les sous-produits de concentration, apparaissant dans le schéma décrit dans à la V.9. Un passage primaire du composite sur le table donnera quatre produits de séparation gravimétrique : un concentré (C), des mixtes 1 (M 1), des mixte 2 (M2) et des stériles. Une seconde concentration, avec la même table, sera appliquée aux mixtes 1(M1), donnant de sous-produits mixtes (M 1.1 et M 1.2). Finalement, nous obtiendrons cinq sous-produits.

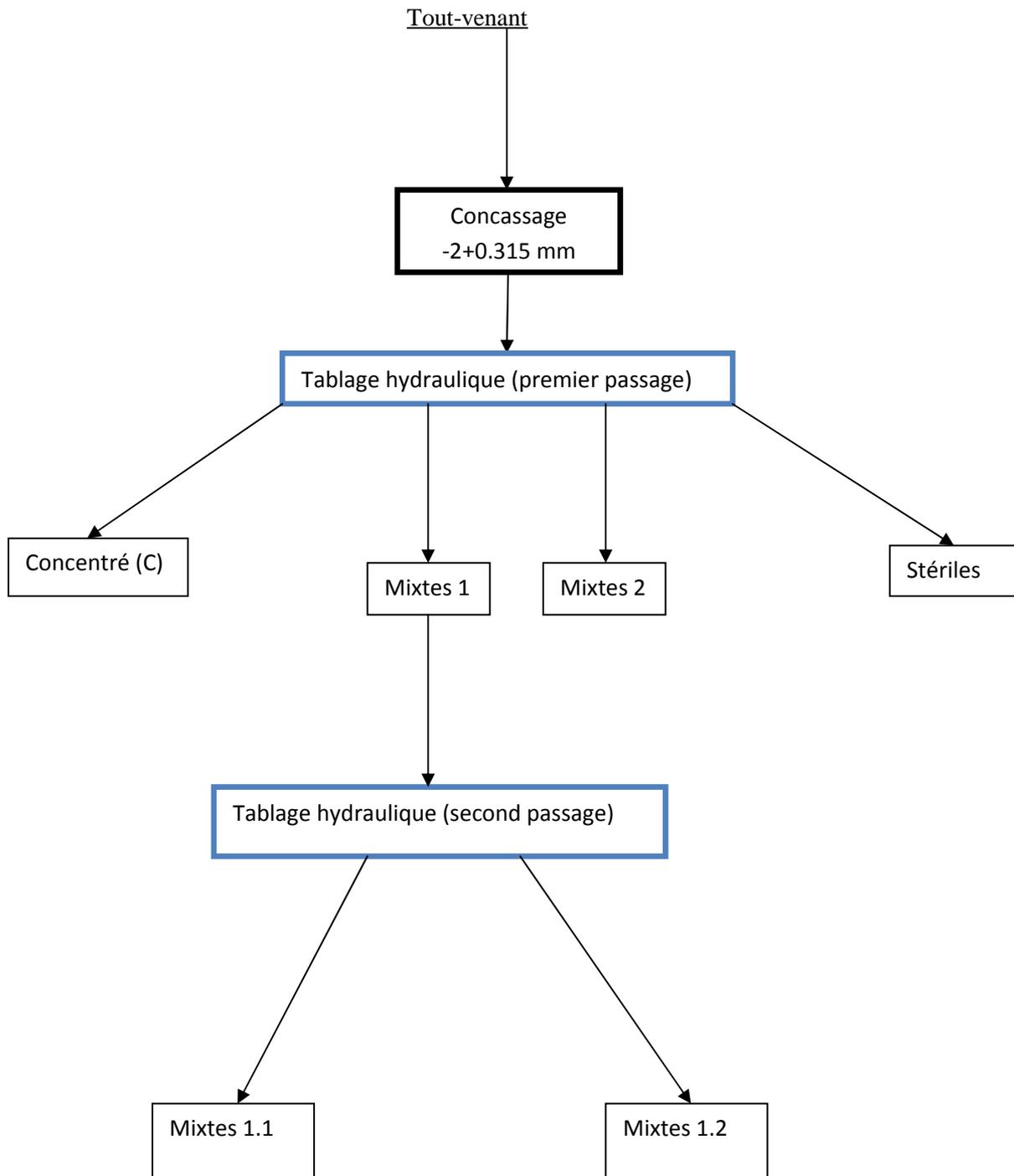


Figure IV.9: Schéma technologique de valorisation du minerai polymétallique de Pb-Zn par tablage hydraulique

2.2. Présentation des résultats

Les résultats reportés dans le tableau (IV.4), représentés par histogramme, donne la variation des teneurs et des récupérations (Pb, Zn) de chaque produit.

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Concentré (C)	7.25	14.26	20.16	18.93	12.35
Mixtes 1.1	9.75	11.65	18.3	20.82	15.09
Mixtes 1.2	13.45	7.45	15.52	18.35	17.64
Mixtes 2	28.44	4.2	10.47	21.87	25.17
Stériles	41.2	2.15	6.86	16.22	23.89
T.V	100	5.46	11.83	100	100

Tableau IV.4 : Analyse gravimétrique par tablage hydraulique de la tranche granulométrique [-2, +0.4] mm

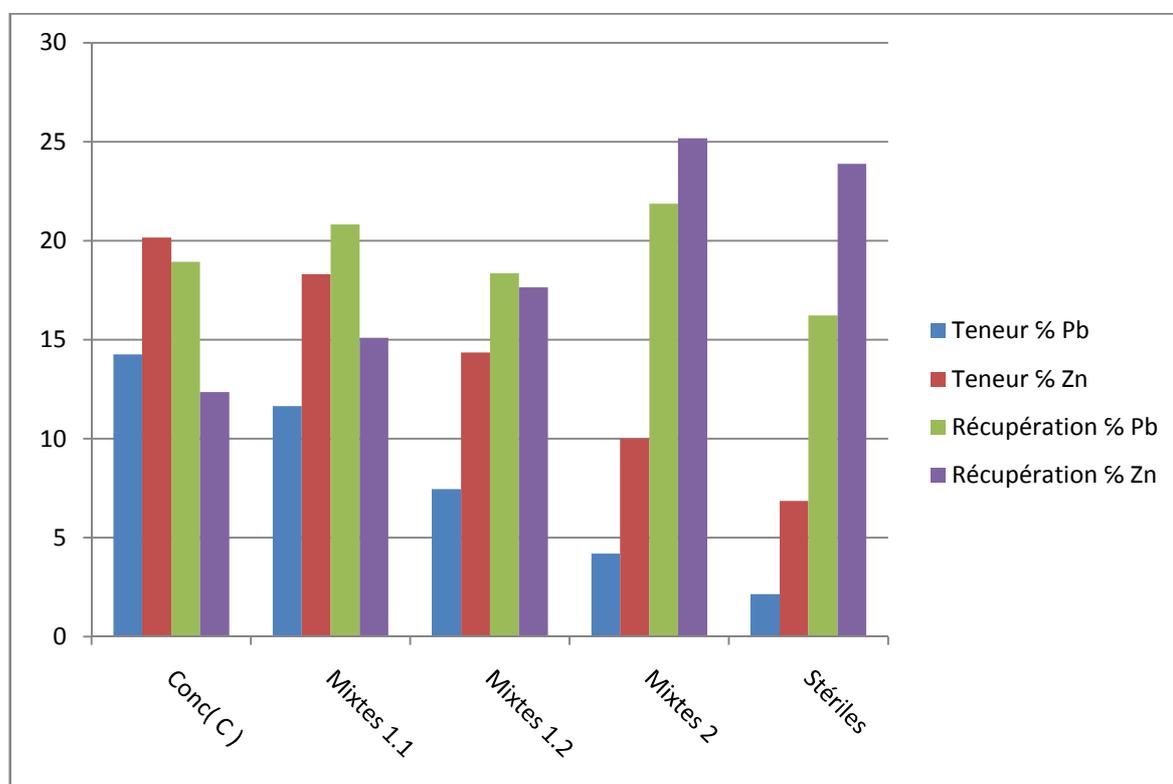


Figure IV.10: Histogramme de la teneur et récupération du Pb et du Zn, en fonction de différents produits, obtenues par tablage hydraulique de la tranche granulométrique [-2, +0.4] mm

2.3. Interprétation des résultats

En se référant, d'une part, au schéma technologique de traitement par tablage hydraulique, d'autre part, aux analyses chimiques du Tout-venant et des sous-produits de tablage hydraulique, la formation du préconcentré final et des stériles devra tenir compte des remarques suivantes :

- Formation du préconcentré final :

Ce préconcentré devra inclure tous les sous-produits de concentration par tablage riches en métal (Pb, Zn), tout en tenant cas de leur répartition massique. Dans le cas présent, pour nos trois composites, la combinaison des sous-produits [C, Mixtes 1.1, Mixtes 1.2], semble être la plus appropriée sur le plan qualitatif et quantitatif.

- Formation du stérile :

Ce stérile, quant à lui, influera tous les sous-produits de concentration pauvres en métal (Pb, Zn), et éventuellement moyennement riches si leur proportion massique n'est pas trop importante. Dans le cas contraire, il y aurait alors enrichissement du stérile au détriment du concentré, la composition de stérile sera une combinaison des sous-produits suivants : [Mixtes 2, Stériles].

Nous sommes arrivés à obtenir une teneur de 20.16% en zinc et 14.26 % en plomb dans le concentré (C), Cependant avec une faible récupération.

La proportion massique de stériles à rejeté est importante, de l'ordre de : 69.64 %. La teneur en plomb et en zinc est appréciable, influant négativement sur la récupération du plomb et du zinc.

3. Enrichissement par accélération différentielle (jigage)

3.1. Déroulement d'une expérience

L'essai de préconcentration par jigage, de la tranche $[-4, +0.4]$ mm, a été réalisé dans laboratoire de traitement du département de Génie Minier. L'appareil utilisé, pour mener à bien cette étude, est un bac à excentrique de laboratoire (jig) avec un seul compartiment, adapté au traitement de grains fins par pistonnage continu.

La charge de matériau à enrichir, portant sur la tranche granulométrique $[-4, +0.4]$ mm est de 1000g. L'alimentation régulière de cet agrégat est de 12 kg de tout-venant par heure ;

Une amplitude et le nombre de pulsations, provoqués par le piston, sont constants, La fréquence des pulsations est de 116.6 tours/mn, le débit d'eau était de 20 l/H.

Les sous-produits de cette séparation gravimétrique apparaissent dans le schéma de la figure IV.11 :

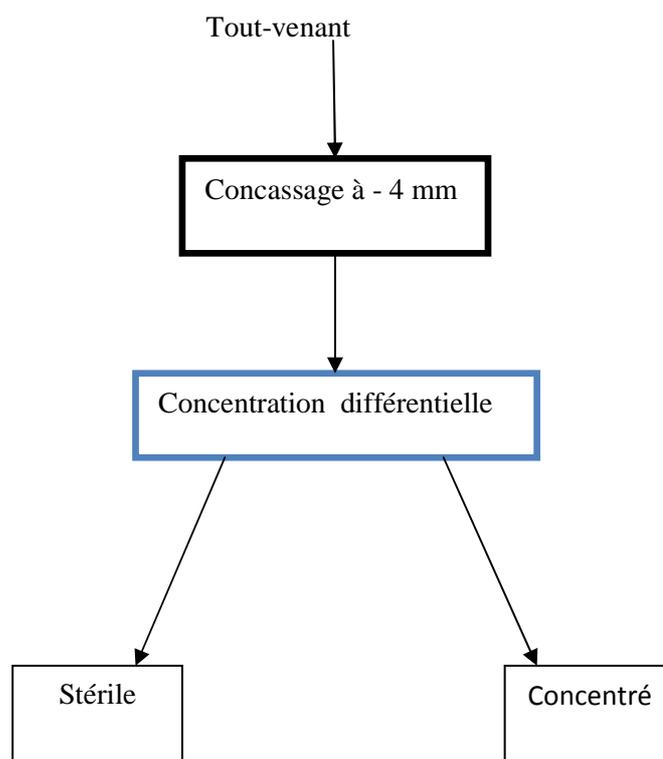


Figure IV.11: Produit de concentration par jigage de la tranche granulométrique $[-4, +0.4]$ mm

3.2. Résultats expérimentaux et interprétations

Les deux produit de concentration se répartissent au niveau du compartiment du jig, en tenant compte des densités et des granulométries des constituants du composite ; il s'agit donc, dans le cadre de cette séparation gravimétrique, d'une répartition densimétrique et granulométrique des éléments constituant les corps valorisables (Pb, Zn) et ceux de la gangue.les résultats sont représenté dans le tableau (IV.5) :

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		Récupération %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Concentré (C)	91.5	6.13	12.74	98.56	98.53
Stériles	8.5	1.23	4.56	1.91	3.27
T.V	100	5.83	11.54	100	100

Tableau IV.5: Analyse gravimétrique par accélération différentielle de la tranche granulométrique [-4, +0.4] mm

Les proportions massiques de stériles à rejeter sont insuffisantes, la teneur en Pb et en Zn dans le stérile est assez appréciable.

Par contre les proportions massiques du concentré sont grandes, mais de teneur faible, presque égale à celle du Tout-venant.

4. conclusion

On résumé dans le tableau suivant, tous les résultats du produit concentré, de chaque procédé de préconcentration, on a remarquera que la séparation par liqueurs denses, dans la tranche [-3.15+2] mm à travers la densité $d_3=2.804$, donne une teneur élevée et de bon récupération, donc, par cette condition, on prépare un Tout-venant pour avoir une quantité d' 1 kg .puis alimenter l'opération de flottation, en y appliquant les mêmes valeurs optimisées des paramètres de fonctionnement de cette opération .

Le procédé gravimétrique		Teneur de TV en %		Concentré			
				teneur en %		récupération en %	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Liqueur dense tranche : [-10+5] mm	d1=2.725	3.7	9.85	3.91	10.76	92.46	95.58
	d2=2.774	3.7	9.85	4.3	12.05	81.35	85.63
	d3=2.804	3.7	9.85	4.74	13.67	64.05	69.39
Liqueur dense tranche : [-5+3.15] mm	d1=2.725	4.5	13.75	5.22	16.85	87	91.90
	d2=2.774	4.5	13.75	5.99	19.5	77.87	82.96
	d3=2.804	4.5	13.75	7.1	23.95	63.9	70.54
Liqueur dense tranche : [-3.15+2] mm	d1=2.725	5.05	14.73	5.35	15.81	95.13	96.38
	d2=2.774	5.05	14.73	7.32	25	27.94	32.72
	d3=2.804	5.05	14.73	9.5	27.5	19.80	19.65
tablage	Con (C)	5.46	11.83	14.26	20.16	18.93	12.35
	Mixtes 1.1	5.46	11.83	11.65	18.3	20.82	15.09
	Mixtes 1.2	5.46	11.83	7.45	15.52	18.35	17.64
	total	5.46	11.83	T*=10.42	T*=17.51	58.1	45.08
Jigage		5.83	11.54	6.13	12.74	98.56	98.53

$T^* = \text{teneur moyenne} = t_i \cdot p_i / p_t$;

t_i : teneur de chaque partie, p_i : poids de chaque partie, et p_t : poids total.

Tableau IV.6 : Résultats des concentrés de trois procédés gravimétriques

Chapitre V

Enrichissement par flottation

1. Etude de broyabilité :

Le but de cette étude consiste à déterminer le temps nécessaire, pour obtenir une bonne libération des minéraux utiles et de grande quantité de la classe inférieure à 0.080 mm.

Le broyage a été effectué au laboratoire de valorisation des minerais à l'ENP à l'aide un broyeur à boulets de différentes dimensions en respectant les conditions suivantes :

- Charge broyante 4.5kg ,
- Rapport solide/liquide=1/0.6 ,
- le broyage est réalisé par voie humide

Les résultats sont présentés dans le tableau suivant :

Temps de broyage (mn)	% de la classe -80 μ m
10	30.50
15	60.75
20	75.30
25	78.40

Tableau V.1 : Variation de la quantité de la classe [-80 μ m], en fonction des temps de broyage.

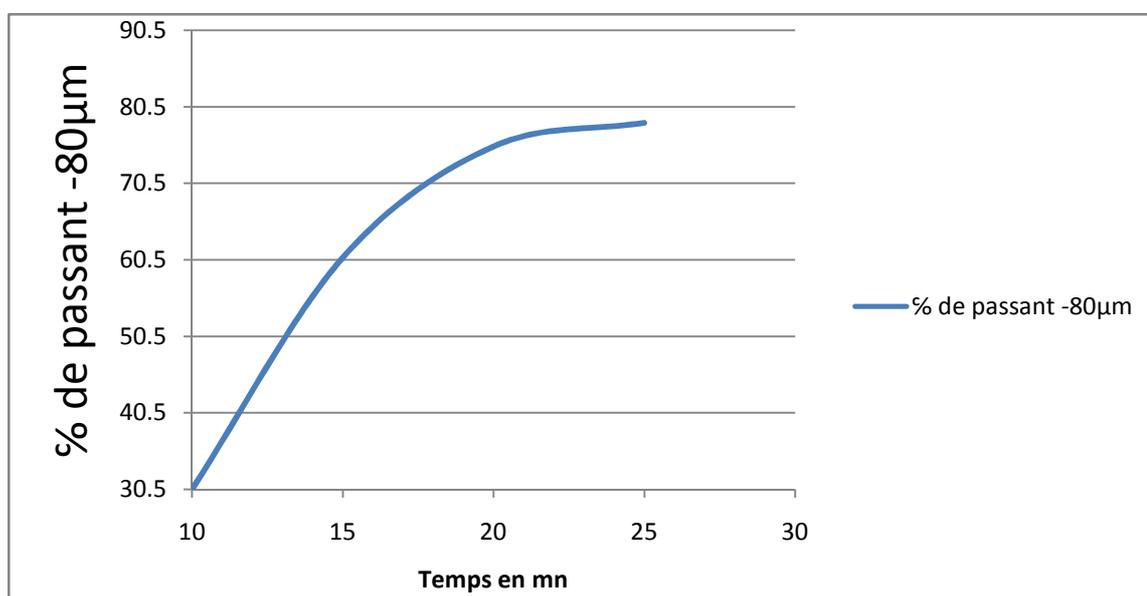


Figure V.1 : Variation de la quantité de la classe [-80 μ m] en fonction des temps de broyage

Discussion : l'étude de la broyabilité nous a permis d'opter pour une durée de 20 mn, afin d'obtenir une meilleure libération des minéraux et une quantité plus importante de la classe [-80 μ m].

2. Essais d'enrichissement par flottation :

La partie expérimentale, spécifique au procédé de concentration par flottation du minerai ou bien du préconcentré gravimétrique retenu, aura pour objectifs de :

- déterminer le choix des différents réactifs de flottation, en vue d'obtenir une bonne récupération, une teneur en élément plus élevée et un rendement plus efficace.
- traiter les échantillons de minerai en premier lieu, en optimisant les paramètres de cette flottation, afin de retenir leurs valeurs les plus performantes, permettant ainsi d'obtenir la meilleure récupération métallifère (PbS-ZnS).
- traiter les échantillons de préconcentré gravimétrique obtenu lors de l'enrichissement par liqueurs denses, par le procédé de flottation, en y appliquant les mêmes valeurs optimisées des paramètres de fonctionnement de cette opération technologique.

Les essais de flottation ont été réalisés au niveau du laboratoire de valorisation à l'ENP, en utilisant une cellule de flottation de marque Denver.

Pour chaque essai, on a préparé un échantillon d'un kilogramme concassé à 1.50 mm, et mélangé à 1L d'eau, puis broyé dans un broyeur à boulets pendant 20 mn. Cette pulpe a été déversée dans la cellule de flottation ; on y a ensuite ajouté les réactifs selon le type de la flottation.

Le temps de conditionnement de chaque réactif est fixe pour tous les essais de flottation ; il en est de même pour la durée de la flottation. On récupère l'écume, formée à la surface, pendant 5 mn pour le Zn et le Pb, correspondent à une flottation principale ou de contrôle. Concernant les paramètres à investiguer, nous nous sommes référés à ceux obtenus dans le mémoire de PFE de Mr. F. FOURAR [14]. Nous les avons retenus comme des données.

3. Paramètres investigués :

3.1. Influence de la quantité de collecteur :

- kallium Amyl Xanthate pour la blende (ZnS) : 40,45,50,55 (g/t)
- kallium Ethyl Xanthate pour la galène (PbS) : 30,35,40,45 (g/t)

Plan de flottation :

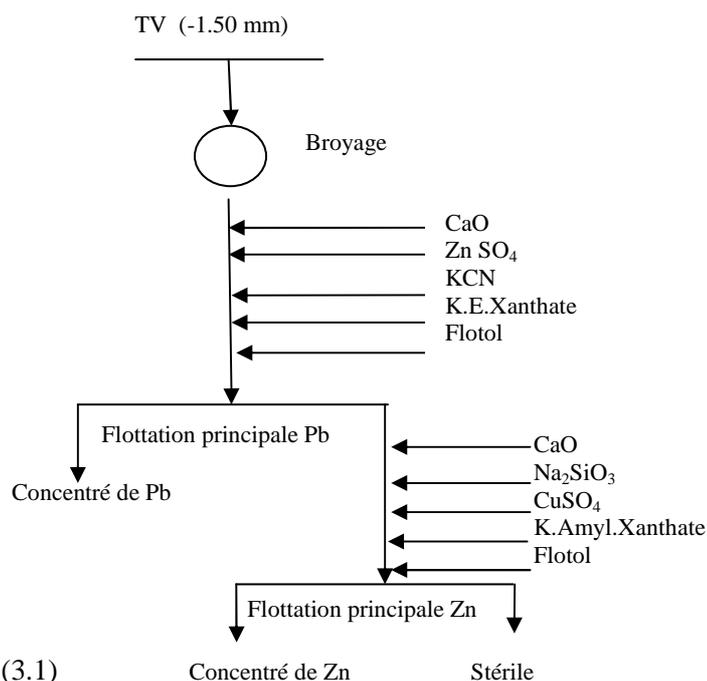


Figure V.2 : schéma de flottation (3.1)

Essai I.1Régime de flottation :

Régime de flottation pour cycle de Pb			Régime de flottation pour cycle de Zn		
Produit	Qté (g/t)	Temps de conditionnement (mn)	Produit	Qté (g/t)	Temps de conditionnement (mn)
CaO (PH=9)	1350	-	CaO(PH=11)	1350	-
ZnSO4 (dép)	210	1	Na ₂ SiO ₃ (dép)	50	3
KCN (acti)	40	5	CuSO ₄ (acti)	35	3
K.Ethyl. Xanthate (coll)	40	5	K.Amyl. Xanthate (coll)	40	2
Huile de pin (mou)	50	1	Huile de pin (mou)	50	1

dép : déprimant

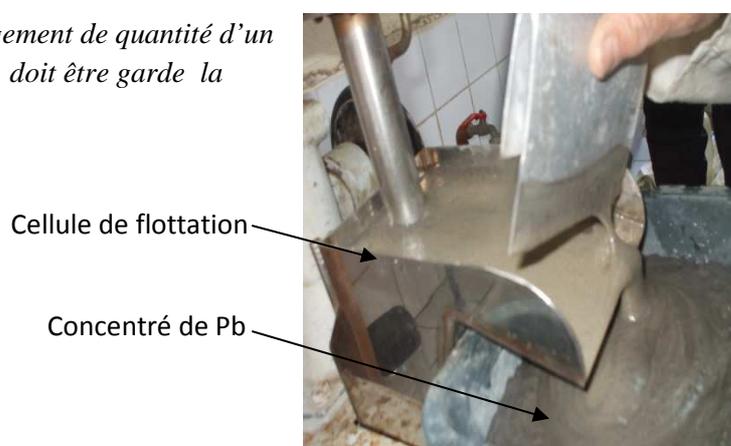
Tableau V.2 : Réactifs de flottation pour l'essai A.1

acti : activant

coll : collecteur

mou : moussant

Dans le cas on n'a pas parlé sur un changement de quantité d'un réactif, pour les paramètres (3.1) et (3.2), doit être garde la valeur présenter dans ce tableau V. 2.

**Figure V.3 :** opération de flottation au laboratoire de valorisation des minerais à l'ENPRésultat de la flottation I.1

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		recuperation	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Pb	8.45	33.4	3	42.18	2.028
Con Zn	22.64	9.5	50	32.14	90.56
Stérile	68.91	2.5	1.75	25.75	9.6474
TV	100	6.69	12.5	100	100

Tableau V.3 : flottation de l'essai I.1

Essai I.2Régime de flottation :

Quantité retenue de collecteur - kassium Amyl Xanthate **45 g/t**

- kassium Ethyl Xanthate **35 g/t**

Résultat de la flottation I.2

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		recuperation	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Pb	11.6	29.4	5.8	50.97	5.38
Con Zn	15.4	8.02	53.8	18.46	66.28
Stérile	72.5	3	5	32.51	29
TV	99.5	6.69	12.5	100	100

Tableau V.4 : flottation de l'essai I.2

Essai I.3Regime de flottation :

Quantité retenue de collecteur - kassium Amyl Xanthate **50 g/t**

- kassium Ethyl Xanthate **30 g/t**

Résultat de la flottation I.3

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		recuperation	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Pb	9	27.5	10	36.99	7.2
Con Zn	14.5	6.4	41.5	13.87	48.14
Stérile	76.5	4.3	7	49.17	42.84
TV	100	6.69	12.5	100	100

Tableau V.5 : flottation de l'essai I.3

Essai I.4Régime de flottation :Quantité retenue de collecteur - kallium Amyl Xanthate **55 g/t**- kallium Ethyl Xanthate **45 g/t**Résultat de la flottation I.4 :

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		recuperation	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Pb	9.4	19.3	8.2	27.11	6.16
Con Zn	17.6	5.8	50.5	15.25	71.10
Stérile	73	5.3	3.75	57.83	21.90
TV	100	6.69	12.5	100	100

Tableau V.6: flottation de l'essai I.4**3.1.1. Présentation de résultat :**

Quantité de kallium Amyl Xanthate (g/t)	40	45	50	55
Teneur %	50	53.8	41.5	50.5
Récupération %	90.56	66.28	48.14	71.1

Tableau V.7 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn, en fonction de la quantité de collecteur [kallium Amyl Xanthate].

quantité kallium Ethyl Xanthate (g/t)	30	35	40	45
Teneur %	27.50	29.4	33.4	19.30
Récupération %	36.99	50.97	42.18	27.11

Tableau V.8 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb, en fonction de la quantité de collecteur [kallium Ethyl Xanthate].

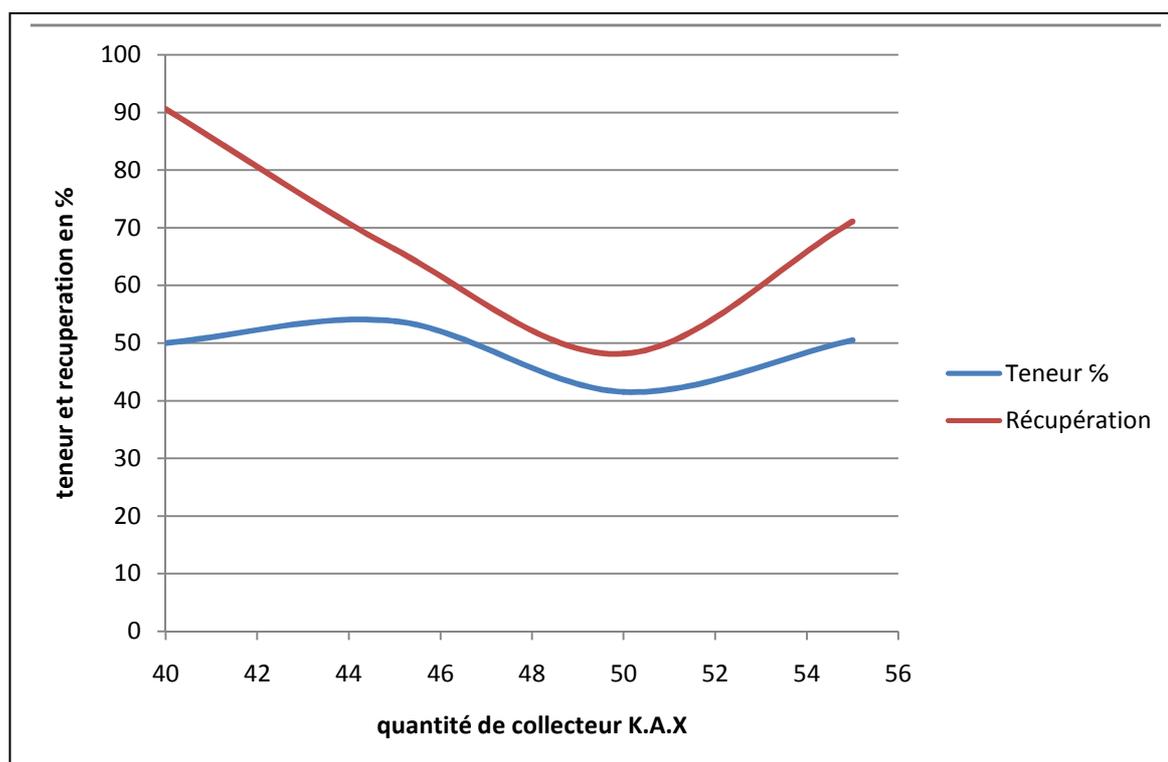


Figure V.4 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn en fonction de la quantité de collecteur [kallium Amyl Xanthate].

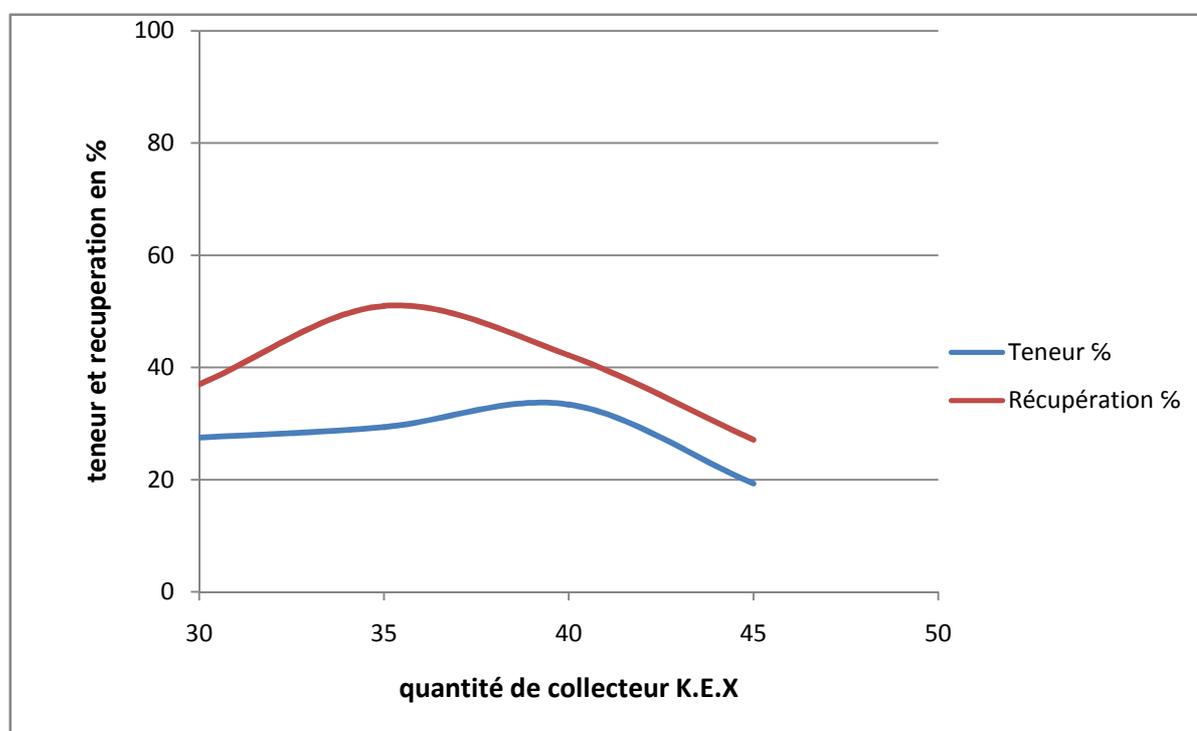


Figure V.5 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb, en fonction de la quantité de collecteur [kallium Ethyl Xanthate].

3.1.2. Interprétation de résultat :

Pour le circuit du Zn la récupération et la teneur en Zn varient de la façon suivante :

- De 40 à 50 g/t : la récupération est diminuée, et la teneur demeure un peu stable jusqu'à 45 g/t, puis diminution.

- De 50 à 55 g/t : on remarque une augmentation de la récupération et de la teneur mais pas avec la même vitesse.

Durant ces essais les quantités 40 g/t et 55 g/t de collecteur potassium Amyl Xanthate retenues permettent d'obtenir une bonne teneur et une bonne récupération du Zinc. On remarquera que la récupération est proportionnelle à la teneur.

Pour le circuit de Pb la récupération et la teneur en Pb varient de la façon suivante :

- De 30 à 35 g/t : la récupération augmente, la teneur reste presque stable ;

- De 35 à 40 g/t : la récupération diminue, la teneur augmente ;

- De 40 à 45 g/t : la récupération et la teneur, toutes les deux ont diminué presque à la même vitesse

On optant pour 40 g/t de collecteur potassium Ethyl Xanthate, on obtient une bonne teneur. Cependant pour avoir une bonne récupération, le choix de 35 g/t de collecteur semble la plus performante. Ce qui nous amène à opter pour une quantité de collecteur potassium Ethyl Xanthate, variant entre 35 et 40 g/t, en vue de réaliser une bonne flottation.

On peut de même constater, que :

- la diminution de la teneur est due à la diminution de l'effet des collecteurs.

- L'augmentation de la récupération est due à l'augmentation du poids.

- quatre (4) essais ont été réalisés, donnant :

* les taux de récupération du Zn est: 90.56%, 66.28%, 48.14%, 71.1%,

* les teneurs en Zn de : 50 %, 53.8 %, 41.5%, 50.5%,

Ce qui signifie que le traitement du minerai est favorable à la flottation. Le choix des réactifs et de leurs quantités pour le traitement du zinc est acceptable.

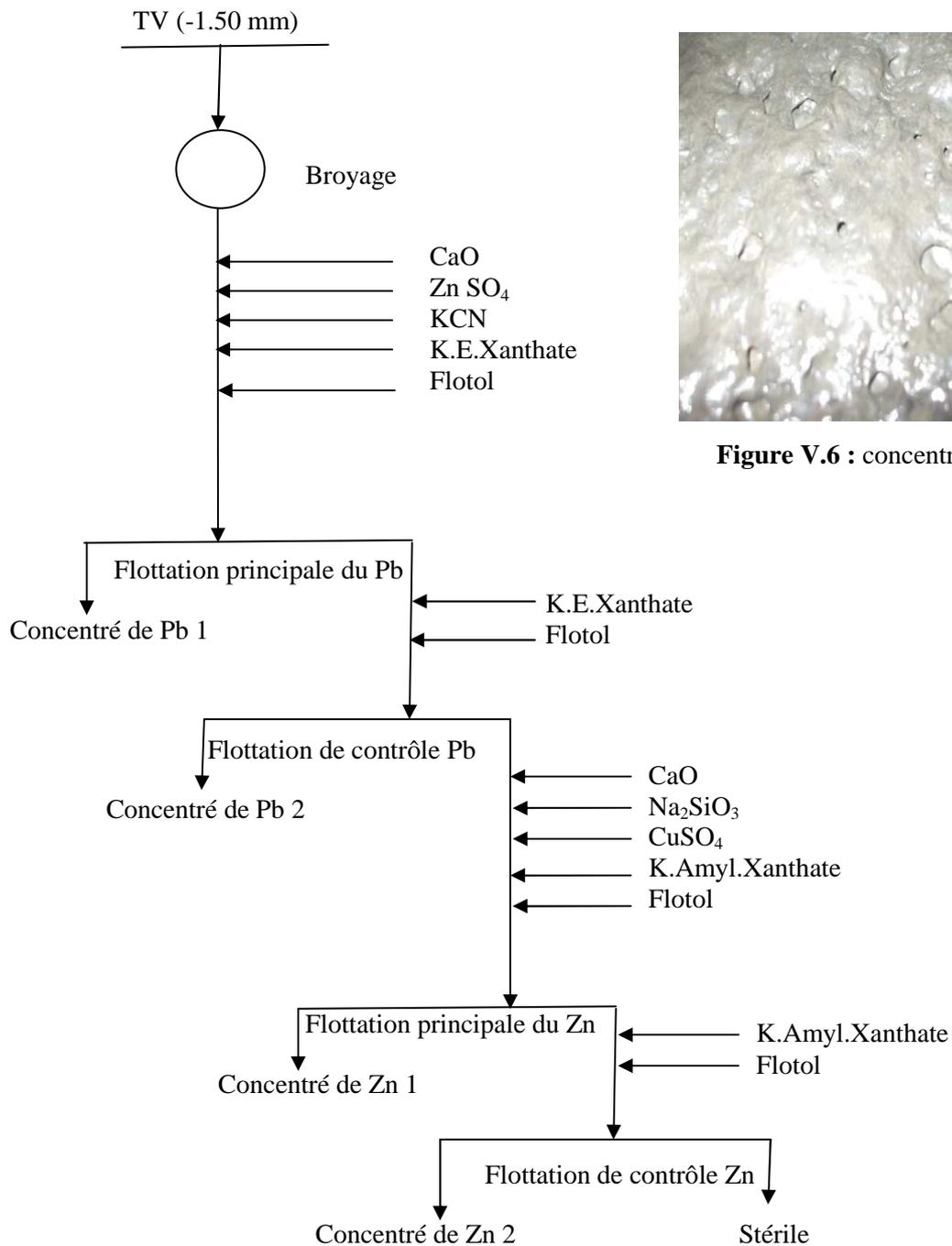
Quant à la concentration du Plomb, lors de ces 4 essais, nous obtenons :

* les taux de récupération du Pb est : 36.99%, 50.97%, 42.18%, 27.11% ;

* des teneurs en Pb de : 27.50% 29.4 %, 33.4%, 19.30%,

Ce qui ne semble guère favorable, quant au choix des réactifs et de leurs quantités utilisées.

3.2. Influence de la quantité de déprimant 'Sulfate de zinc' et d'activant 'Sulfate de cuivre' :

Plan de flottation :**Figure V.6 :** concentré de Pb**Figure V.7 :** schéma de flottation (3.2)

Essai II.1Régime de flottation :

- Variation de l'activant - Sulfate de cuivre (CuSO₄), à 40 g/t pour le cycle zinc.
- Variation du déprimant - Sulfate de zinc (Zn SO₄), à 220 g/t pour le cycle plomb.

Résultat de la flottation II.1 :

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Zn1	17.8	9.5	56	25.27	79.74
Con Zn2	2.5	19.2	22.75	7.17	4.55
Con Pb1	6.3	54	6.5	31.54	3.27
Con Pb2	3	33.5	33.33	24.21	7.99
Stérile	70.4	1.15	1	12.10	5.63
TV	100	6.69	12.5	100	100

Tableau V.9: flottation de l'essai II.1Essai II.2Régime de flottation :

- Variation de l'activant - Sulfate de cuivre (CuSO₄), à 41 g/t pour le cycle zinc.
- Variation du déprimant - Sulfate de zinc (Zn SO₄), à 225 g/t pour le cycle plomb.

Résultat de la flottation II.2 :

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Zn1	13.5	7	69.5	14.12	75.06
Con Zn2	3.5	10	44.5	5.23	10.33
Con Pb1	4.2	28.5	10	17.89	3.36
Con Pb2	3.75	20	5	11.21	1.5
Stérile	75.05	4.5	1.8	50.48	10.80
TV	100	6.69	12.5	100	100

Tableau V.10 : flottation de l'essai II.2

Essai II.3Régime de flottation :

- Variation de l'activant - Sulfate de cuivre (CuSO₄), à 42 g/t pour le cycle zinc.
- Variation du déprimant - Sulfate de zinc (Zn SO₄), à 230 g/t pour le cycle plomb.

Résultat de la flottation II.3:

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Zn1	8.3	4	61	4.96	40.50
Con Zn2	4.35	2	47.5	1.30	16.53
Con Pb1	3.1	24	8.8	11.12	2.18
Con Pb2	6.25	25.5	6.25	23.82	3.12
Stérile	78	4.5	6	52.46	37.44
TV	100	6.69	12.5	93.67	99.78

Tableau V.11: flottation de l'essai II.3Essai II.4Régime de flottation :

- Variation de l'activant - Sulfate de cuivre (CuSO₄), à 43 g/t pour le cycle zinc.
- Variation du déprimant - Sulfate de zinc (Zn SO₄), à 235 g/t pour le cycle plomb.

Résultat de la flottation II.4 :

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		récupération	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Zn1	12.1	4.5	58.6	8.13	56.72
Con Zn2	4.35	9.8	41.5	6.37	14.44
Con Pb1	7.4	27.5	8.3	30.41	4.91
Con Pb2	7.8	26.5	9.2	30.891	5.74
Stérile	68.35	2.8	3.5	28.60	19.13
TV	100	6.69	12.5	100	100

Tableau V.12: flottation de l'essai II.4

3.2.1. Présentation des résultats :

quantité CuSO ₄ (g/t)	40	41	42	43
Teneur %	22.75	69.5	61	58.6
Récupération %	79.74	75.06	40.5	56.72

Tableau V.13 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn₁ en fonction de la quantité de l'activant « CuSO₄ »

quantité CuSO ₄ (g/t)	40	41	42	43
Teneur %	56	44.5	47.5	41.5
Récupération %	4.55	10.33	16.53	14.44

Tableau V.14 : Teneur et récupération du zinc dans le concentrés de Zn₂, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO₄ »

quantité CuSO ₄ (g/t)	40	41	42	43
Récupération %	84.29	85.39	57.03	71.16

Tableau V.15 : récupération totale du zinc dans les concentrés de Zn, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO₄ »

quantité ZnSO ₄ (g/t)	220	225	230	235
Teneur %	33.5	28.5	24	27.5
Récupération %	31.54	17.89	11.12	30.41

Tableau V.16 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb₁, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO₄ »

quantité ZnSO ₄ (g/t)	220	225	230	235
Teneur %	54	20	25.5	26.5
Récupération %	24.21	11.21	23.82	30.89

Tableau V.17 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb₂, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO₄ »

quantité ZnSO ₄ (g/t)	220	225	230	235
Récupération %	55.75	29.1	34.94	61.3

Tableau V.18 : récupération totale du plomb dans les concentrés de Pb, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO₄ »

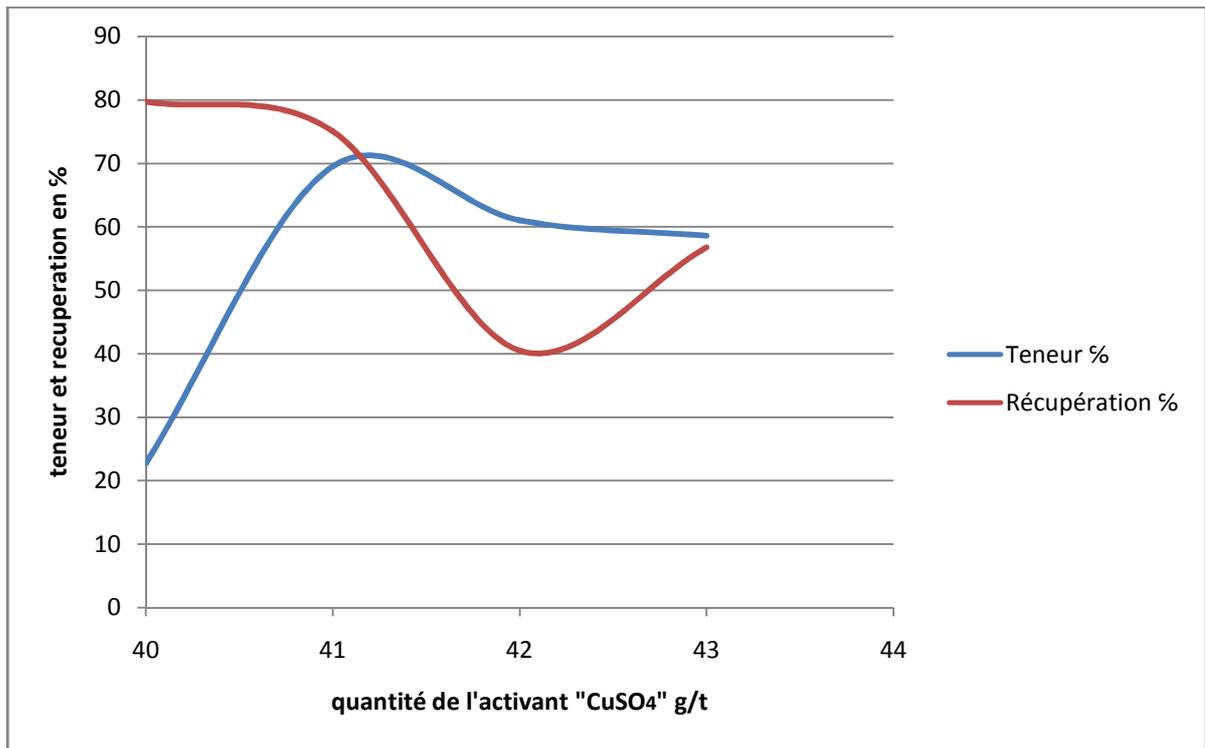


Figure V.8 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn1, en fonction de la quantité de l'actif « CuSO₄ »

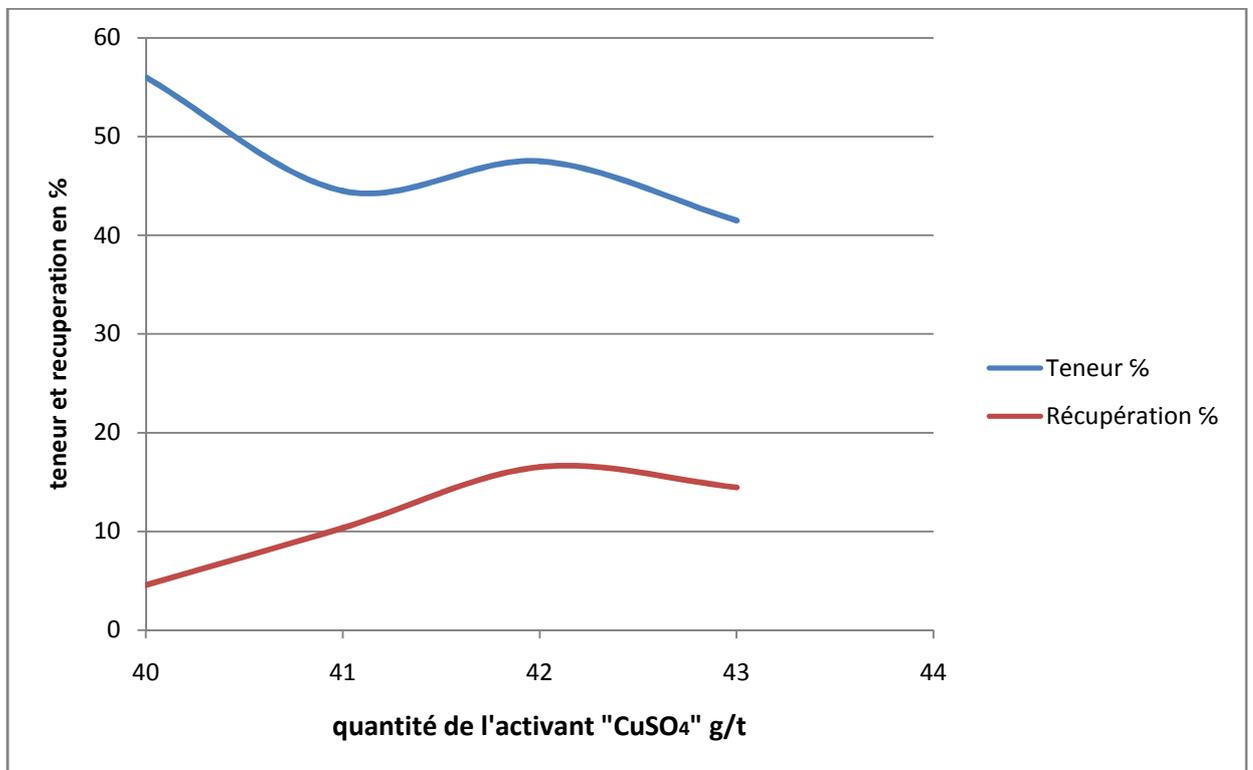


Figure V.9 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de Zn2, en fonction de la quantité de l'actif « CuSO₄ »

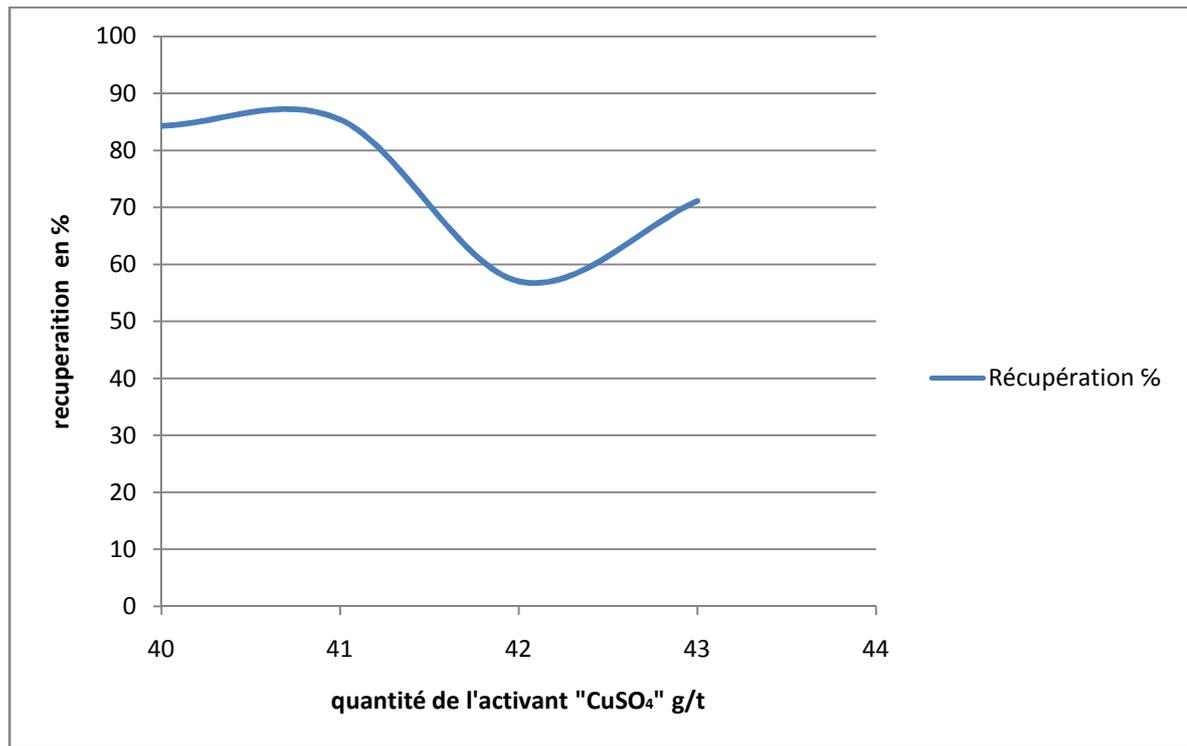


Figure V.10 : Récupération totale du zinc dans les concentrés de Zn, en fonction de la quantité de l'activant « CuSO_4 »

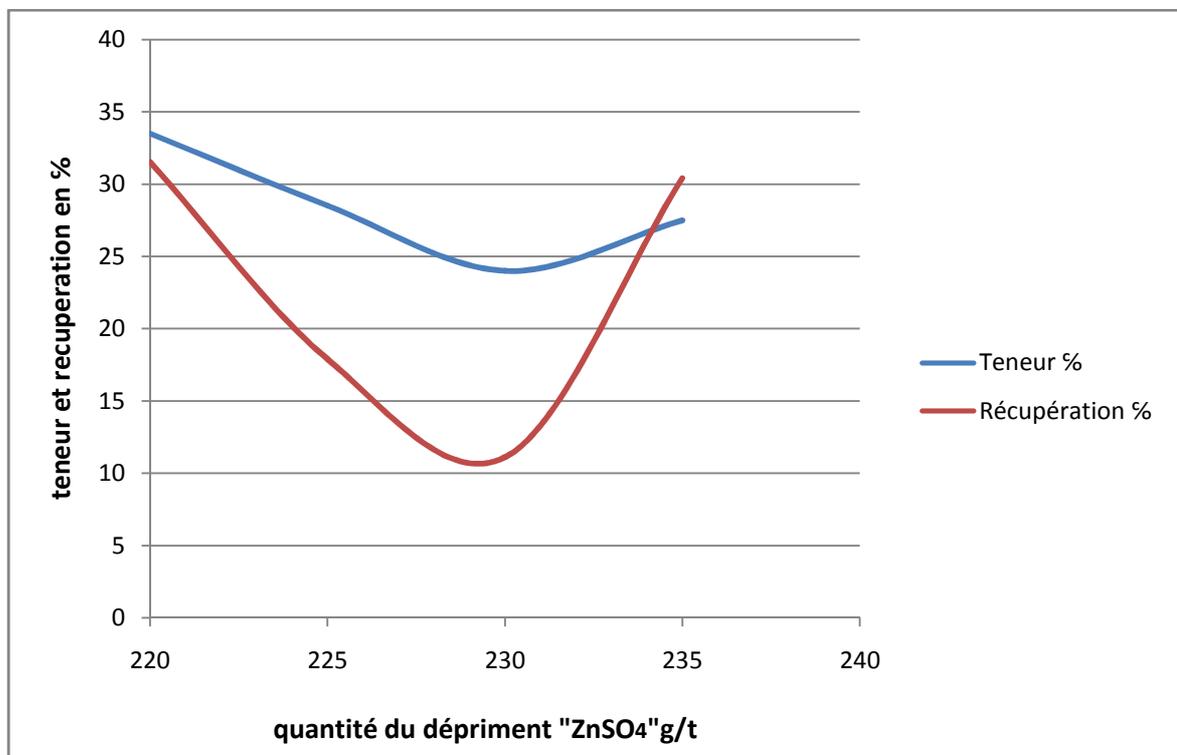


Figure V.11 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb1, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO_4 »

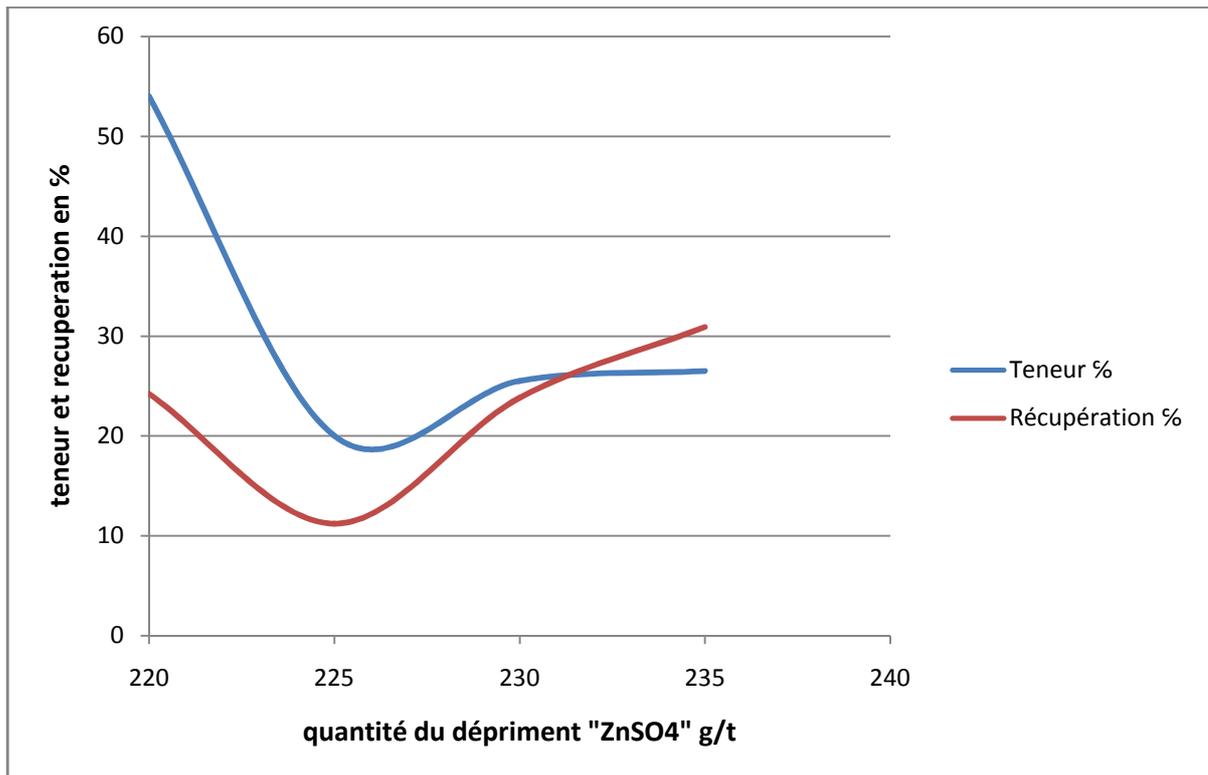


Figure V.12 : Teneur et récupération du plomb dans le concentré de Pb₂, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO₄ »

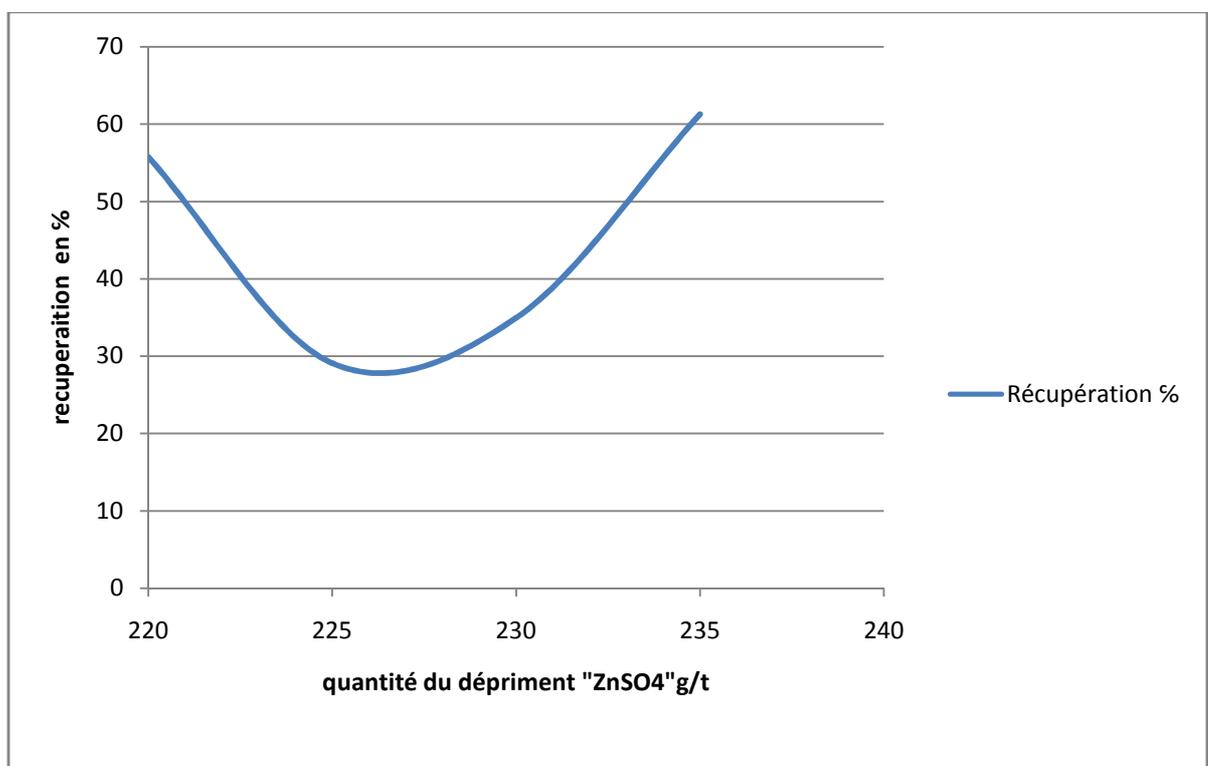


Figure V.13 : Récupération totale du plomb dans les concentrés de Pb, en fonction de la quantité de déprimant « ZnSO₄ »

3.2.2. Interprétation de résultat :

D'après les quatre essais de flottation, on tire les remarques suivantes,

a) Pour la variation de la quantité de l'activant « CuSO₄ » dans le circuit de zinc :

-de 40 à 41 g/t : *la teneur de zinc dans le Con Zn 1 : augmente de manière conséquente

*la récupération de zinc dans le Con Zn 1 : diminue dans une proportion de 5%

* la teneur en zinc dans le Con Zn 2 : diminue faiblement

*la récupération de zinc dans le Con Zn 2 : augmente dans une proportion de 5%

* la récupération total de zinc dans les concentrés de Zn : **augmente faiblement**

-de 41 à 42 g/t : *la teneur de zinc dans le Con Zn 1 : diminue dans une proportion 10 %

*la récupération de zinc dans le Con Zn 1 : diminue fortement

* la teneur de zinc dans le Con Zn 2 : augmente faiblement

*la récupération de zinc dans le Con Zn 2 : augmente faiblement

* la récupération total de zinc dans les concentrés de Zn: **diminue dans une proportion environ de 30%**

-de 42 à 43 g/t : *la teneur de zinc dans le Con Zn 1 : demeure presque stable

*la récupération de zinc dans le Con Zn 1 : augmente dans une proportion 16.5 %

* la teneur de zinc dans le Con Zn 2 : diminue faiblement

*la récupération de zinc dans le Con Zn 2 : demeure presque stable

* la récupération total de zinc dans les concentrés de Zn : **augmente dans une proportion environ de 16 %**

- La teneur en Zn, après la flottation principale, est plus faible que la teneur après la flottation de contrôle et le contraire pour la récupération, même chose dans le cas du Pb.

- la quantité de l'activant « CuSO₄ » est optimisée entre 40 et 41g/t, favorisant une bonne récupération, une teneur élevée dans les concentrés et une faible teneur dans les stériles.

-Les **réactifs** et leurs **quantités** pour le traitement de Zn sont **corrects**.

b) Pour la variation de la quantité de l'activant « $ZnSO_4$ », dans le circuit de plomb :

-de 40 à 41 g/t : *la teneur en plomb dans le Con Pb 1 : diminue faiblement

*la récupération du plomb dans le Con Pb 1 : diminue dans une proportion de 14 %,

* la teneur en plomb dans le Con Pb 2 : diminue dans une proportion de 34 %

*la récupération du plomb dans le Con Pb 2 : diminue dans une proportion de 13 %

* la récupération totale de plomb dans les concentrés de Pb : **diminue dans une proportion de 26 %**

-de 41 à 42 g/t : *la teneur en plomb dans le Con Pb 1 : diminue faiblement

*la récupération du plomb dans le Con Pb 1: diminue dans une proportion de 5%

* la teneur en plomb dans le Con Pb 2 : augmente dans une proportion de 5%

*la récupération du plomb dans le Con Pb 2 : augmente dans une proportion de 12 %

* la récupération totale de plomb dans les concentrés de Pb: **augmente dans une proportion de 5%**

-de 42 à 43 g/t : *la teneur en plomb dans le Con Pb 1 : augmente faiblement

*la récupération du plomb dans le Con Pb 1 : augmente dans une proportion de 19 %

* la teneur en plomb dans le Con Pb 2 : demeure presque stable

*la récupération de plomb dans le Con Pb 2 : augmente dans une proportion de 7%

* la récupération totale de plomb dans les concentrés de Pb : **augmente dans une proportion de 26%**

-La teneur dans le cas de la flottation du Pb varie proportionnellement avec la récupération

- La quantité de l'activant « $ZnSO_4$ » est optimisée à 220 g/t, valeur à laquelle on a une bonne récupération de 55.75%, avec une teneur élevées dans les concentrés (33.5-54%) et une faible teneur dans les stériles 1.15%, cependant, ces valeurs sont faibles par rapport au besoin industriel. Le choix des réactifs et leurs quantités retenues pour le traitement du plomb demeurent incorrects.

3.3. Influence de l'opération de préconcentration par la séparation densimétrique

L'échantillon, alimentant la flottation, provient du préconcentré obtenu par séparation par liqueurs denses, le tranche [-3.15+2] de densité 2.804, qui présente la teneur le plus élevée $t_{Zn} = 25\%$ et $t_{Pb} = 9.5\%$.

De même pour la flottation, on a choisi celle ayant obtenu la meilleure teneur en Zn et en Pb, correspondant à l'essai II.2 avec le régime de flottation suivant :

- Variation de l'activant - Sulfate de cuivre ($CuSO_4$), à 41 g/t pour le cycle zinc.
- Variation du déprimant - Sulfate de zinc ($ZnSO_4$), à 220 g/t pour le cycle plomb.

Résultat de la flottation II.1 :

Produit	Rendement pondéral %	Teneur %		récupération%	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Con Zn1	24	8.5	76.45	21.47	73.39
Con Zn2	8	9	52.54	7.57	16.81
Con Pb1	10	40	12	42.10	4.80
Con Pb2	4.5	27	7	12.78	1.26
Stérile	53.5	2.5	1.75	14.07	3.74
TV	100	9.5	25	100	100

Tableau V.19 : flottation du préconcentré de la séparation densimétrique

3.3.1. Interprétation des résultats :

Au vu des résultats représentés dans le Tableau V.19, nous remarquons que :

La teneur métal dans les concentrés est très élevée (76.45% de Zn et 40% de Pb), avec une teneur faible dans les stériles, soient : (1.75% de Zn et 2.5% de Pb).

La récupération métal dans les concentrés est très appréciable (73.39% de Zn et 42.10% de Pb) avec une perte de (3.74% de Zn et 14.07% de Pb) dans le stérile.

D'après les résultats obtenus, on peut dire que la teneur d'alimentation de la flottation influe directement sur la récupération au niveau des concentrés et même au niveau des rejets. On remarquera que plus la teneur d'alimentation est grande, plus la récupération en métal est importante dans les concentrés, les pertes étant plus ou moins négligeables, la consommation en réactifs de flottation était ainsi limitée.

Au vu des résultats obtenus lors de ces essais de traitement du minerai polymétallique d'El-Abed, nous proposons d'inclure la séparation densimétrique, combinée au procédé de flottation. Le fait de pouvoir éliminer une part importante de la gangue du minerai; tout cela aura conséquence d

- limiter la capacité de l'usine pour une certaine production de concentrés de Zn et de Pb déterminée et planifiée.

- limiter les frais d'exploitation dans le traitement (consommables, personnel, etc...).
- choisir judicieusement les équipements de l'usine, tout en précisant leur capacité.

Conclusion générale

Conclusion générale:

Au terme de notre étude relative à la « valorisation du minerai polymétallique de Pb-Zn d'El-Abed (Wilaya de TLEMCEM) », nous pouvons dégager les conclusions suivantes :

Dans la première partie, nous nous sommes consacrés à l'étude du minerai. Les principaux constituants minéraux ont été identifiés, la minéralisation principale étant constituée essentiellement de Sphalérite et de galène. D'autre part, les analyses granulométrique et granulochimique montreront que le minerai est relativement friable, présentant une granulométrie étalée, de teneur variable en métal d'une classe à l'autre de manière irrégulière, en retenant une récupération plus élevée au niveau de la tranche granulométrique [-2+0.63]mm.

La seconde partie du travail a consisté en une mise en œuvre des trois procédés de préconcentration physique, à savoir : celle par milieu dense, par nappe pelliculaire fluante et par accélération différentielle. Les résultats obtenus indiquent que le minerai de Pb-Zn d'El-Abed s'adapte bien à la concentration physique des deux premiers procédés ; nous noterons un rendement faible par accélération différentielle. Ces deux procédés retenus permettent de réaliser un compromis envisageable entre une bonne récupération des substances valorisables et un rejet maximum de stériles.

La troisième partie de cette étude a consisté à entreprendre des essais de flottation ; les résultats obtenus montrent, que pour obtenir bonne flottation, il faudrait utiliser les quantités de produits suivantes, c'est-à-dire :

- pour le plomb :- La quantité de l'activant, « $ZnSO_4$ », est optimisée à 220 g/t,
 - La quantité de collecteur, kallium Ethyl Xanthate, peut varier de 35 à 40 g/t.
- pour le Zinc : - la quantité de l'activant, « $CuSO_4$ », est optimisée entre 40 et 41g/t,
 - La quantité de collecteur, kallium Amyl Xanthate, est fixée à 40 g/t.

L'utilisation de la flottation, pour le traitement du minerai de Pb-Zn d'El-Abed, aboutit à des résultats très satisfaisants, cependant, en la combinant avec certains procédés de préconcentration gravimétrique, nous obtenons de meilleurs résultats dans la récupération métal et dans l'obtention de rejets de stériles. Les résultats des tests de flottation combinés à ceux de la préconcentration par liqueur dense a fourni les meilleurs résultats, ce qui nous conduit à proposer le schéma technologique de traitement du minerai polymétallique d'El-Abed suivant :

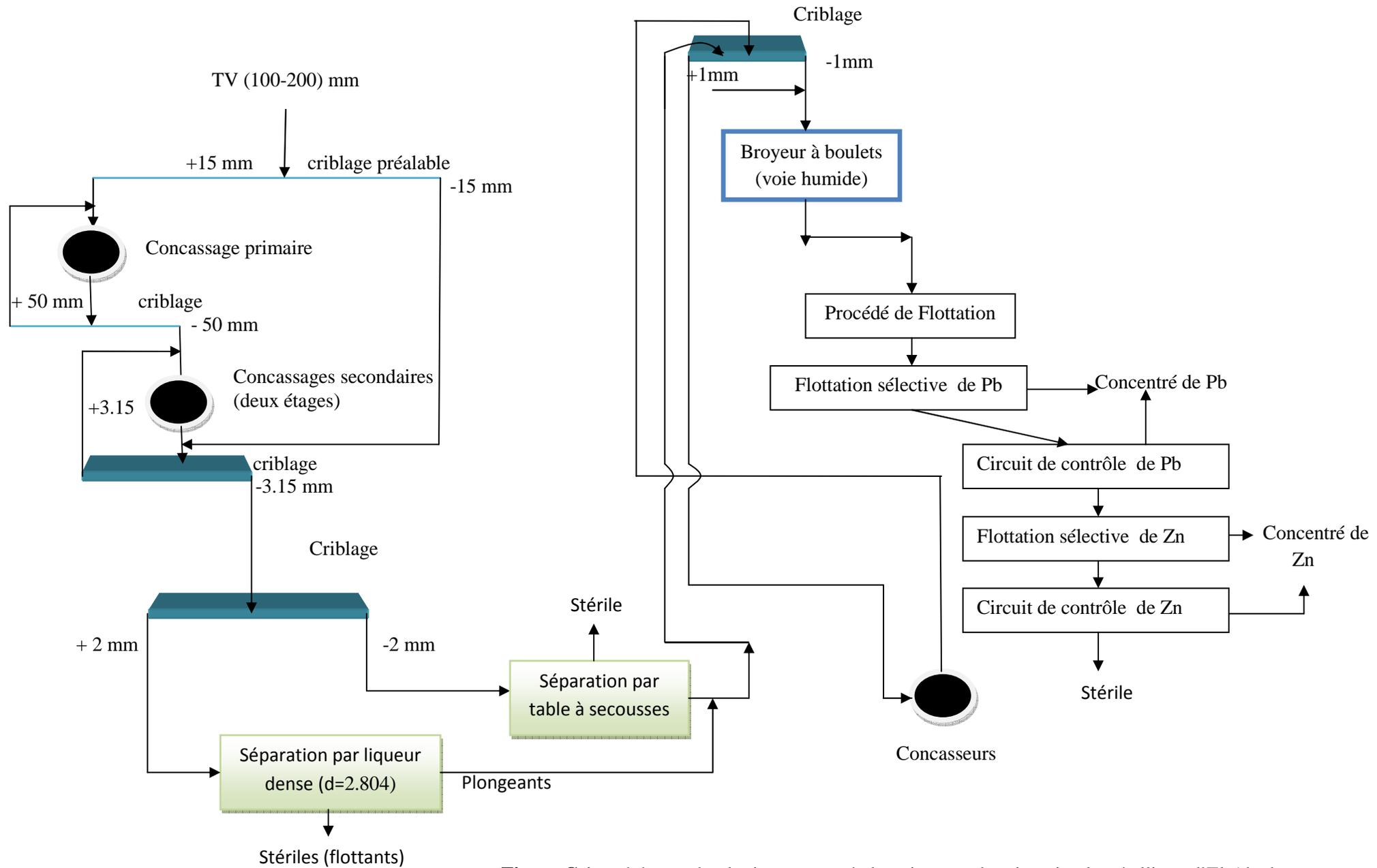


Figure C.1 : schéma technologique proposé, de traitement du minerai polymétallique d'El-Abed.

Ce schéma devrait nous permettre de traiter une quantité moins importante de minerai, très riche en Pb-Zn aux niveaux des ateliers de broyage et de flottation, de transporter moins de tout-venant, de consommer moins de réactifs et d'eau, d'augmenter la durée de vie des installations existantes et limiter les consommations en énergie. Ce qui a pour avantage de limiter ainsi les frais d'exploitation, et en partie, les frais d'investissement de l'atelier de broyage et flottation du fait d'une alimentation réduite en préconcentré par rapport au minerai.

Bibliographie :

[1] : **Horace Havre** « préparation mécanique et concentration des minerais par flottation et sur liqueurs denses » ,2^{ème} édition, Paris et Liège **1952**

[2]- Rapport final sur l'étude géologique complémentaire du gisement d'EL-ABED (1986-1991) O.R.G.M.

[3]-**M. DARCY (1993)** : Métallurgie de zinc, technique de l'ingénieur.

[4]-**A.SAADA(1993)** : préconcentration physique du minerai complexe de Pb-Zn de Chaabet El Hamra (mémoire de magister) E.N.P .

[5] **M.OULDHAMOU** « cours de Minéralurgie » ,école nationale polytechnique.

[6] **Bouabdalah.E** «valorisation de minerai sulfuré polymétallique d'El-Abed » (P.F.E,2000) ENP Alger.

[7] **G.ALTHABE (1993)** : métallurgie de plomb, technique de l'ingénieur.

[8] Document interne de l'ORGM « préparation mécanique des solides et concentration gravimétrique ».

[9] **A. Dey** « Etude de séparation gravimétrique de plomb-zinc, application au gisement d'oued Amizour, W.BEJAIA » (PFE, **1995**) E.N.P Alger.

[10] **N. Maddi** « appréciation des problèmes sécuritaires et environnementaux dans les mines souterraines - cas de la mine d'El-Abed » (PFE, 2002) E.N.P Alger.

[11] **René Huppé** « évaluation, optimisation et comparaison des cellules et des colonnes de flottation afin de retirer des contaminants organiques de sédiments portuaires » (M.M.Sc,**2001**), Université du Québec INRS –géoressources, Canada.

-Site internet :

[12] Plomb - Wikipédia.htm

[13] Zinc - Wikipédia.htm

[14] **M. F. FOURAR** « Etude d'orientation sur la valorisation du minerai sulfuré polymétallique du gisement d'El-Abed » (PFE, **1999**) E.N.P Alger.

Annexes

Annexe 1

Confection de lames minces et sections polies

Nous appelons « lame standard » une lame mince confectionnée à partir d'une roche ayant une épaisseur de 30 μ . Cette lame est collée sur un porte-objet de verre d'une épaisseur de 15 à 16, dixièmes de millimètre et recouverte d'une lamelle

Les étapes de la confection sont les suivantes :

1 - RECEPTION, IDENTIFICATION ET CONTROLE :

Afin d'éviter toute erreur, il faut classer les échantillons suivant le numéro d'ordre de la commande d'analyse. Reporter sur une étiquette le numéro et les indications que le géologue veut conserver.

2 - SCIAGE :

Observer le sens de sciage indiqué par le géologue. Si aucun sens de coupe n'est indiqué, il convient de trancher perpendiculairement à la foliation ou à la linéation de la roche. Couper une tranche de roche d'environ 5 cm d'épaisseur pour obtenir un « sucre » pour la lame mince et une « pastille » pour la section polie.

3 - DRESSAGE :

Repérer la face à dresser, pour user les rayures tracées par la scie :

- Dressage à l'émeri 320 :

Enduire le plateau de la polisseuse, avec de l'émeri 320 mélangé à l'eau. Amener la vitesse de rotation de la polisseuse à 250 t/mn et passer l'échantillon sur toute la surface du plateau jusqu'à obtention d'une surface homogène.

- Dressage à l'émeri 600 : Même opération que la précédente afin de rendre la surface du « sucre » ou de la « pastille » plus lisse, en utilisant l'émeri 600, Voir étape 9, pour la suite de la confection de la section polie.

4 - SECHAGE ET COLLAGE :

Placer à sécher durant 1h les « sucre » classés par ordre et surfaces (faces à coller dirigées vers le haut) sur une plaque chauffante à 60°C de température, puis ramener la température à 30°C. Coller le porte-objet (face dépolie et numérotée) sur le « sucre » en appuyant au centre puis vers la périphérie, pour chasser les bulles d'air. Laisser les « sucre » durcir pendant 1h30m à une température de 30°C.

5 - USINAGE :

L'usinage consiste à réduire l'épaisseur des « sucre » collés sur les porte-objets jusqu'à 40 μ à l'aide de la rectifieuse multiplaque (automatique).

6 - MISE A L'ÉPAISSEUR DE 30 μ :

Cette étape consiste à réduire, à la machine ou à la main sur une dalle de verre, l'épaisseur de la lame mince à 30 μ . Pour contrôler l'épaisseur (30 regardé la lame mince au microscope polarisant, lorsque le quartz est blanc en lumière naturelle, l'épaisseur est bonne.

7 - COUVERTURE :

De nouveau sécher et coller la lamelle « couvre-objet » comme dans l'étape N°4. Avant de coller la lamelle, inscrire à l'encre de « chine » le N° se rapportant à l'échantillon. Pour de bons résultats, chasser les bulles d'air piégées dans la colle entre le couvre-objet et la roche.

8- FINITION :

Tremper durant 8h dans de l'eau, les lames minces couvertes. Enlever à l'aide d'une lame, la colle débordante et à l'aide de la polisseuse munie d'un papier abrasif N° 600, La colle se trouvant à la surface de la lame mince. Nettoyer à l'alcool, la lame mince est prête.

9 – MEULAGE :

On utilise indifféremment du papier abrasif ou de la poudre de carborundum.

Dans le premier cas, on emploie des papiers abrasifs que l'on colle sur le plateau de la machine. On utilise successivement les granulométries N° 120, 240,400 et 600 à raison de quelques minutes par type de papier.

Dans le second cas, la section est usée à la main sur la dalle de verre avec du carborundum en poudre de granulométrie équivalente aux précédentes. Cette première phase, assez brève, est suivie d'une seconde phase plus longue (1h) Au cours de laquelle on utilise du carborundum N°1000.

Annexe II

Dosage du Pb et du Zn par la chimie classique (méthode complexométrique)

L'E.D.T.A se combine toujours avec les ions des métaux dans la proportion 1:1. Cette proportion ne dépend pas de la valence du métal.

Les complexes de Pb et du Zn avec l'orange de xylénol ont une couleur violette. Ces complexes sont plus faibles que les complexes du Pb et du Zn avec l'E.D.T.A.

Au cours du titrage avec la solution d'E.D.T.A, l'orangé de xylénol est libéré de son complexe, et reprend la couleur jaune.

1. Les réactifs et les solutions :

- HCl concentré,
- HNO₃ concentré,
- H₂SO₄ concentré,
- H₂SO₄ 2% (10 ml H₂SO₄ pour 1 litre d'eau distillée),
- Mélange oxydant : 3 parties de HNO₃ concentré et 2 parties de H₂SO₄ concentré,
- Solution 20% de CH₃COONH₄,
- Solution 5% de CH₃COONH₄,
- Orangé de xylénol,
- E.D.T.A solution 0,05 N,
- H₂O₂ 3%,
- Na₂S₂O₃,
- NaF,
- Solution tampon : 136 g de CH₃COONa dissous dans l'eau distillée et complétée à 1 litre.

2. Modes opératoires :

2-1) Dosage du plomb :

Peser 0,5 g de minerai préalablement séché à 105 ° C, placer le pesé dans un bêcher de 250 ml, ajouter 10 ml de HCl concentré et chauffer pour éliminer le H₂S. Ensuite ajouter 5 ml de HNO₃ concentré et évaporer presque à sec (éviter la calcination). Refroidir, ajouter 10 ml du mélange oxydant et évaporer jusqu'à disparition de la vapeur blanche, refroidir et ajouter 60 ml d'eau distillée et 5 ml de H₂SO₄ 1:1 et bouillir sous verre de montre pendant 15 mn pour précipiter les sels de Pb. Faire descendre le précipité dans le bêcher d'origine d'abord avec de l'eau chaude, ensuite avec la solution chaude de CH₃COONH₄

5% et finalement avec de l'eau chaude. Ensuite ajouter 20 ml de CH₃COONH₄ 20%, bouillir sous verre de montre pendant 30 mn pour dissoudre le PbSO₄. Laisser refroidir et titrer avec l'E.D.T.A.

2.2) Dosage du zinc :

Dans le filtrat après filtration de PbSO₄, ajouter 5 ml de H₂O₂ 3%, porter la solution à ébullition et précipiter le fer avec NH₄OH. Filtrer à travers un filtre rapide, laver avec de l'eau chaude, chauffer le filtrat jusqu'à disparition de l'odeur d'ammoniac (évaporer jusqu'à 50 ml). Refroidir, diluer avec de l'eau à 150 ml, ajouter une pincée d'orangé de xylénol, 0,5 g de Na₂S₂O₃ pour complexer le cuivre et 0,3 g de NaF pour complexer l'Aluminium. Ensuite titrer avec l'E.D.T.A.

On utilise la formule suivante pour trouver le pourcentage de l'élément dans le minerai :

$$\% \text{ Pb} = T_{\text{EDTA}} * 100 * V / P_c$$

Par exemple $\% \text{ Pb} = \frac{Ma * 0.054}{2 * 1000} * 100 * \frac{5.8}{0.5} = 6.48 \% \quad Ma : \text{masse atomique de Pb}$

Même chose pour le Zn.

Annexe III**Dosage du Pb et du Zn par spectrométrie d'absorption atomique**

Après le quartage et le broyage on utilise **les matériels** et **les réactifs** suivants :

- burette graduée et son support,
- Bêchers de 100ml,
- Erlenmeyer,
- Pipettes de 10ml,
- Ballon
- Balance de 4 chiffre
- Firole jaugée de 100 ml
- Gode en téflon
- Acide fluorhydrique (d 1.13, 40%)
- Chlorhydrique (d 1.19)
- Acide nitrique (d 1.33, 5%)

La préparation pour le passage A A S :

Peser 0.5000g de minerais, dissoudre dans un bécher en téflon de 250ml 10ml de HF (acide fluorhydrique) et 5ml de HClO₄ (acide perchlorique)

-chouffer progressivement jusqu'à dégagement de fumées blanche

-laisser refroidir, ajouter 15ml de l'eau régale (1/3 V de HNO₃ pour 2/3 V de HCl) et chouffer encore la solution jusqu'à avoir un produit sec.

-laisser refroidir et rajouter 12.5ml de HCl (acide chlorhydrique) concentré pour dissoudre les sels formés

-transvaser dans une firole de 100 ml après l'addition de d'eau déminéralisation et compléter au trait de jouge après le refroidissement de la solution, homogénéiser

-dans cette solution on peut déterminer : Pb, Cu, Fe, Zn, Au, Ag, Ca, Mg

Préparation des étalons : prépare neuf solution étalons à 0-1-10-25-50-100-150-200 et 250 µg/ml de chaque élément

-tracer la courbe d'étalonnage en portant en abscisses les concentrations et on donne les absorbances relatives correspondantes

-La mesure est affichée sur un calculateur elle donne la valeur en ppm on utilise cette formule pour trouver le pourcentage de l'élément dans le minerai :

$$\% \text{ Pb} = \frac{10^{-6} * 100 * 100 * C\alpha}{pe}$$

, volume de firole est 100ml

Cα : Valeur donnée par l'appareille

pe : Poids initial de minerais 0.5000g

Annexe IV

Caractéristiques physiques

1. Le taux d'humidité :

Le taux d'humidité est défini par le pourcentage d'eau contenu dans l'échantillon. On procède de la manière suivante :

Nous séchons l'échantillon de masse M_i à la température de $T^\circ=103^\circ\text{C}$

- Nous pesons notre échantillon après deux heures de séchage, nous obtenons une nouvelle masse M_o , on calcule le taux d'humidité.

$$T(\%)=100*(M_i-M_o)/M_o$$

2. La masse volumique :

La masse volumique d'un corps est la masse de l'unité de volume de ce corps, on distingue :

La masse volumique absolue et la masse apparente.

La masse volumique absolue : c'est la masse de l'unité de volume absolu du corps, sans tenir compte du volume du vide.

Tandis que la masse volumique apparente, on tient compte du volume des vides.

On s'intéresse à la masse volumique apparente, pour la déterminer, on a utilisé la méthode de l'éprouvette graduée.

Principe :

-Mettre dans une éprouvette graduée un volume V_1 d'eau

- Poser une masse M du corps (de l'ordre de 300 g), et l'introduire dans l'éprouvette.

Lire le nouveau volume V_2 .

Le volume absolu est $V = V_2 - V_1$

Et la masse volumique absolue : $M / V_2 - V_1$

3. La porosité :

Toutes les roches présentent dans une proportion plus ou moins grande, des fissures ou des petits vides, qui renferment souvent l'eau. On appelle porosité d'une roche, le volume des vides contenus dans l'unité de volume de matière.

$$P(\%) = (\text{volume des vides} / \text{volume de matière}) * 100$$

Principe :

-Chasser tout le liquide à $T^\circ=103^\circ\text{C}$, et peser le matériau à sec.

-Remplir ces vides avec de l'eau.

-Une nouvelle pesée donnera le résultat recherché.

5. La dureté :

La dureté est définie par la résistance d'un minéral à la rayure ou à l'abrasion, elle dépend de la structure cristalline et des forces de liaisons entre les atomes. Dans l'échelle de MOHS chaque minéral raye le précédent et il est rayé par le suivant,

-Echelle de MOHS :

1- TALC $\text{Mg} [\text{Si}_4\text{O}_{10}] (\text{OH})$

2- GYPSE $\text{CaCO}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$

3- CALCITE CaCO_3

4- FLUORINE CaF_2

5- APATITE $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}$

6- ORTHOSE $\text{K} (\text{AlSi}_3\text{O}_6)$

7- QUARTZ (SiO_2)

8- TOPAZE $\text{Al}_2 [\text{SiO}_4] (\text{F}, \text{OH})_2$

9- CORINDON Al_2O_3

10- DIAMANT C.