

7/99

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche
Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique
Génie Minier

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

MEMOIRE DE FIN D'ETUDE

THEME

**VALORISATION DU
MINERAI
POLYMETALLIQUE
DE PLOMB-ZINC OXYDE
DU HODNA**

Proposé par :

O.R.G.M

Dirigé par :

A. SAADA

Étudié par :

S. HADJ-SADOK

1998 - 1999

République Algérienne démocratique et populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche
Scientifique



Ecole Nationale Polytechnique
Génie Minier



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

MEMOIRE DE FIN D'ETUDE

THEME

**VALORISATION D'UN
MINERAI
POLYMETALLIQUE
DE PLOMB-ZINC OXYDE
D'AIN-SEDJERA (HODNA)**

Proposé par :

O.R.G.M

Dirigé par :

A. SAADA

Etudié par :

S. HADJ-SADOK

1998- 1999

ملخص

موضوع بحثنا يتمثل في تثمين مادتي الزنك و الرصاص (Pb-Zn) المتواجدة على مستوى منجم عين الشجرة (الحضنة) بولاية سطيف، و لذلك استعملنا طريقة طفو المعادن للحصول على مركز قابل للتسويق.

Résumé

Notre travail consiste à la valorisation d'un minerai polymétallique (Pb-Zn) oxydé du gisement d'Ain-Sedjera (Hodna), par la méthode de la flottation, pour obtenir un concentré commerciale à une meilleure teneur.

Abstract

This study is devoted to the valorisation of metallic ore (Pb-Zn) of Ain-Sedjera (Hodna), by the floating method, to obtain a good tenor.

Mots Clés

Valorisation, Minéralurgie, Flottation, gravimétrie, Liqueur Dense

Remerciements

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

- *Ce travail a été réalisé sous la direction de M^r A. SAADA. Qu'il me permis de le remercier très sincèrement et de lui exprimer toute ma reconnaissance pour l'aide précieuse, les conseils éclairés, et les encouragements qu'il n'a cessé de me prodiguer, afin de mener à bien cette étude.*
- *Je tiens à exprimer mes vifs remerciements à Messieurs :*
 - M. ZIKOUCHE, Directeur des laboratoires de l'O.R.G.M ;*
 - M. AJNOUCHE, Chef du service valorisation ;*
 - A. DJAFFAR, Technicien de laboratoire ;*
 - E. ABDELLOUAHAB, Chef du service analyses chimiques.*
 - D. MERJEM, Chef de département géologie à l'OR.G.M.*
- *Mes remerciements vont également aux enseignants du département Génie Minier (E.N.P), qui ont contribué à ma formation.*
- *Je remercierais finalement les membres du jury, qui auront bien voulu évaluer mon travail.*

Sid-Ahmed

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

- *Mon père pour ces sacrifices ;*
- *Ma mère pour sa tendresse ;*
- *A tous mes frères et sœurs ;*
- *A ma chère sœur Nor-El-Hoda,*
- *A toute ma famille,*
- *A tous mes amis, surtout B. KELLACI, R. BOUZERAA, et
A. GUENNICHE.*

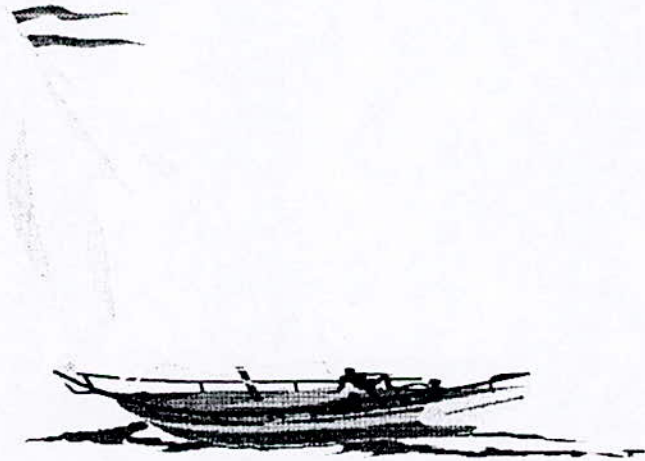
Sid-Ahmed

SOMMAIRE

Chapitre I. Introduction générale	1
Chapitre II. Partie Théorique	4
II.1. Généralités.....	5
1- Le plomb.....	5
2- Le zinc.....	10
II.2. Stade de fragmentation.....	16
1- Concassage.....	16
2- Broyage.....	18
3- Criblage et classification par dimension.....	19
II.3. Séparation gravimétrique.....	23
1- Introduction.....	23
2- Principe de la séparation gravimétrique.....	23
3- Sédimentation libre.....	24
4- Sédimentation gênée.....	25
5- Principe de la séparation par liqueur dense.....	25
6- Les milieux denses utilisés.....	27
II.4. Flottation.....	30
1-Définition.....	30
2- Angle de contact.....	30
3- Les particularités principales du procédé de flottation.....	31
4- Principe de la méthode.....	31
5- Exigences propres au procédé de flottation.....	31
6- Les réactifs de flottation.....	31
7- Les exigences liées aux réactifs de flottation.....	33
8- Machine de flottation.....	33
Chapitre III. Partie Expérimentale	36
III.1. Caractéristiques du minerai polymétallique.....	37
1- Aperçu géologique.....	37
2- Préparation mécanique de l'échantillon.....	38
3- Caractérisation physique et physico-mécanique.....	42
4- Analyse chimique du tout-venant.....	44

5- Analyse granulométrique	44
6- Analyse granulochimique.....	46
<i>III.2. Enrichissement par liqueur dense.....</i>	49
1- Déroulement de l'expérience.....	49
2- Expression des résultats	51
3- Interprétation des résultats.....	58
<i>III.3. Concentration.....</i>	59
1- Etude de broyabilité	59
2- Essai de flottation	61
3- Paramètres étudiés	65
Essai N°01: influence de la quantité de collecteur...	65
Essai N°02 : influence de temps de raclage.....	68
<i>Conclusion et recommandations.....</i>	72

Introduction Générale



I. INTRODUCTION GENERALE :

L'objectif recherché dans le traitement des minerais consiste, partant d'un tout venant, extrait d'une carrière ou d'une mine souterraine, à fournir un produit appelé *concentré*, dont les normes sont définies par l'utilisateur. Ces normes intéressent autant la teneur que la dimension des éléments, les impuretés contenues, que le pourcentage d'humidité, etc. [1]

Les impuretés compliquent les opérations minéralurgiques ou éléments de la gangue (SO_2 ; Al_2O_3 , CaO , MgO) demeurant dans le concentré après les opérations minéralogiques, soit qu'il s'agisse d'impuretés métalliques contenues dans les minerais traités directement sans enrichissement ou préalablement enrichis. Citons :

Minerais	Impuretés
Bauxites	Fe, Si, Ti
Sulfures de cuivre	Fe, Au, Ag, As, Sb, Cu, Te, Ni, Co.
Galène	Fe, Zn, Ag, As, Sb, Cu, Bi, Sn.
Blende	Fe, Pb, Cd, Te, Ge.
Cassitérites	Fe, Ta, Nb, As, S.
Wolframites	As, S, etc.

TABLEAU N°01 : les impuretés associées à quelques types de minerais. [1]

Ce qui explique que les concentrés bruts reçoivent des pénalités, si le taux d'impuretés dépasse certaines limites ou si les teneurs sont insuffisantes. (Tableau 2).

Inversement, les concentrés bruts peuvent recevoir des bonifications, lorsqu'ils contiennent certains éléments présentant un intérêt économique (métaux précieux).

Dans certains cas, les métaux autres que le métal principal ne sont pas payés (faible teneur en zinc dans les concentrés de galène).

Minerai	Pénalité pour mixité du concentré	Pénalité pour insuffisance de teneur
Antimoines	-----	<65 % Sb.
Sulfures de cuivre	Si, As, Sb, > 2 %, Zn>6%.	< 25 % Cu.
Galène	Zn > 8 % ; Fe, Si, S >0.3 % ; Bi > 0.5 % ; As, Sb >0.5 %.	< 60 % Pb.
Blendes	As, Sb, Fe > 15 %.	< 60 % Zn.
Molybdénites	-----	< 90% MoS_2 .

TABLEAU N°02 : Pénalités apportées à des concentrés issus des opérations minéralurgiques (Année 1979). [1]

A la sortie de l'usine de traitement, le concentré est expédié vers un centre de traitement métallurgique, qui, rarement, se trouve à proximité de la mine, alors que l'usine d'enrichissement est généralement proche.

On voit dès lors que la valorisation des minerais a pour objectifs de pouvoir :

- Diminuer les frais de transport du matériau de l'usine de concentration vers le complexe métallurgique ;
- Concentrer une matière qui, livrée à l'état brut, pourrait entraîner des pertes considérables de métal dans les rejets, ou ne conviendrait pas au traitement métallurgique par suite des impuretés et des poisons qu'elle contiendrait;
- Séparer de la matière première minérale des composants dangereux pour la santé des travailleurs dans les procédés de traitement qui suivront ;
- Tenir cas de grands gisements à faible teneur, tout en considérant l'éventuelle récupération des substances utiles associées ;
- De relever la teneur de la substance utile en obtenant soit un préconcentré, soit un concentré, favorisant ainsi sa meilleure récupération.

Le choix d'un procédé de traitement se fait en fonction de nombreux critères, à savoir :

- 1- Critère textural : la minéralisation peut se présenter sous forme massive (cas du charbon), ou sous forme complexe et mixteuse (cas des minerais métalliques), ou enfin sous une forme disséminée (cas de certains minerais métalliques comme le plomb et le zinc). Ce critère est à la base de l'établissement de la dimension de broyage.
- 2- Critère minéralogique : sa mise en œuvre nécessite l'examen microscopique de la roche en lames minces et sections polies pour identifier les associations minérales.
- 3- Critère physique et chimique : ces critères notés dans le tableau ci-dessous (Tableau N°03), déterminent le choix entre une ou plusieurs possibilités de traitement.

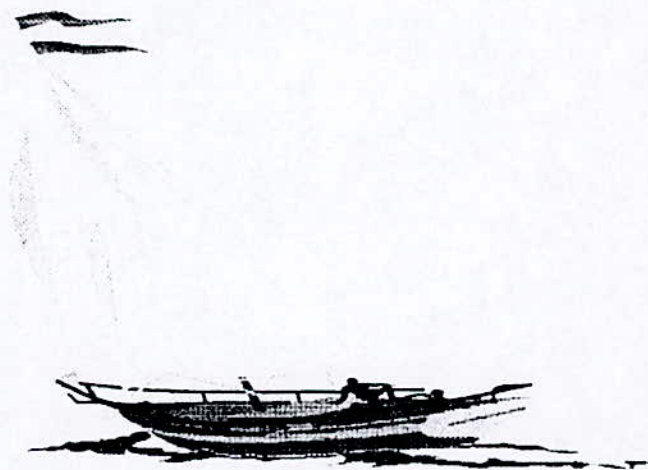
Propriétés

Principe du procédé de séparation

1-Propriétés Physiques de masse	Forme. Couleur. Radioactivité Densité. Magnétisme.	- Vitesse de sédimentation, force de frottement. - Triage à la main ; par fluorescence ; par lumière réfléchie - Triage par compactage sur bandes transporteuses. - Vitesse de sédimentation dans un fluide. - Déviation ou collage par un champ magnétique.
1-Propriétés Physiques de surface	Résistance électrique Superficielle. Adsorption.	- Déviation ou collage par champ électrostatique et effet Corona. Rapidité d'échange des charges électriques superficielles. - Fixation de minéraux hydrophobes à une phase gazeuse finement dispersée (flottation).
3-propriétés chimiques.	Grillage. Solubilité.	- Transformation des espèces minérales par grillage oxydant, réducteur, sulfatant ou chlorurant. - Mise en solution des minéraux par des solutions acides ou basiques et récupération des ions en solution par précipitation, électrolyse ou échange d'ions

TABLEAU N°03 : Procédés de concentration. [1]

Partie Théorique



III.1. Généralités :

I. LE PLOMB :

I.1. Historique :

Le plomb est l'un des premiers métaux utilisés par l'humanité. Ses propriétés physiques et chimiques étaient déjà connues dans les civilisations les plus anciennes. Les usages du plomb au cours des cinq derniers millénaires se sont développés régulièrement. Mais ce n'est qu'à partir du XIX^e siècle que la consommation et l'exploitation des mines ont pris un rythme industriel. [2]

I.2. Propriétés du plomb :

Le plomb, est un élément chimique métallique dense et ductile de nombre atomique 82 et de masse atomique 207.21, se trouvant dans le groupe 14 (ou IV_a) du tableau périodique des éléments. Il a une couleur gris-bleuâtre particulière et un éclat métallique prononcé. A l'air il perd cet éclat, et sa surface devient gris terne.

Le plomb métallique est mou, malléable et ductile : on le met facilement en forme lorsqu'il est chauffé à température modérée. Il présente une faible résistance à la traction et une bonne résistance à la corrosion atmosphérique, c'est un mauvais conducteur d'électricité.

Soluble dans l'acide nitrique, le plomb est faiblement attaqué par les acides sulfurique et chlorhydrique à température ambiante. Lorsque le plomb est mis en présence d'acide sulfurique, il se forme une couche protectrice de sulfate, qui stoppe l'attaque acide. Dans l'air, il réagit lentement avec l'eau pour former l'hydroxyde de plomb. L'eau ordinaire contient souvent des sels de plomb qui se déposent sur les conduites, empêchant ainsi la formation de l'hydroxyde de plomb soluble.

Point de fusion 327.4°C ;

Point d'ébullition 1740°C ;

Densité 11.34 à 20°C ; et 10.302 à 600°C.

Largement répandu à la surface du globe, le plomb constitue près de 0,014 p.100 en masse de la croûte terrestre. Il est généralement associé au zinc dans le minerai appelé galène. Dans la nature, on trouve le plomb sous huit formes isotopiques, dont quatre sont radioactives. Trois isotopes stables du plomb, le plomb-206, le plomb-207 et le plomb-208, sont respectivement les derniers éléments de la chaîne radioactive de l'uranium, de l'actinium et du thorium. Le plomb-204, stable, n'a pas de précurseur radioactif naturel. [2]

I.3. Principaux minerais contenant du plomb :

GALENE : PbS (86.6% Pb)
Dureté : 2.5
Densité : 7.5

CERUSITE : PbCO_3 (77.6% Pb)
Dureté : 5.5
Densité 6.5 :

ANGELSITE : PbSO_4 (68.3%Pb)
Dureté : 3
Densité : 6.3

BOULANGERITE : $\text{PbSb}_2\text{S}_3 \cdot 5\text{PbS}$ (55.4% Pb)
Dureté : 3
Densité : 5.9

JAMESONITE : $\text{Sb}_2\text{S}_3 \cdot 2\text{PbS}$ (50.8% Pb)
Dureté : 2
Densité : 5.7

I.4. Grands producteurs de plomb :

Les principales sources de plomb sont situées en Australie, aux Etats-Unis, au Canada, au Mexique, au Pérou et en ex-URSS.

La capacité extractive des pays en développement ne représentait que 27% en 1993.

Parmi ces pays, le Mexique est actuellement le seul à disposer de fonderies d'une capacité plus que suffisante pour traiter toute sa production de minerai sur son territoire ; le Pérou traite que le 1/3 de sa production. Le Maroc traite environ la moitié de sa production de ce minerai à l'intérieur de ses frontières, tandis que l'Iran exporte la totalité de sa production sous forme de concentrés.

Le Japon, L'Europe occidentale et les Etats -Unis possèdent de grandes installations de traitement ; la capacité des fonderies japonaises dépasse la production nationale de ce minerai de plus de 200.000 tonnes/an ; le Japon représente 1.9% de la capacité mondiale d'extraction, et 7.9% de la capacité de fonderies et de raffinage, c'est le plus grand acheteur de concentrés pour traitement à façon.

Les pays en développement détiennent approximativement 3/1 de la capacité mondiale d'extraction de plomb et 1/4 de la capacité mondiale de traitement.

La plus grande partie du plomb primaire raffiné est vendue sur la base des prix producteurs en vigueur en Amérique du Nord et sur les marchés européens ; l'existence du London Métal Exchange a cependant pour effet de limiter les prix producteur, notamment en Europe.

Les prix producteur aux Etats-Unis ont tendance à être légèrement inférieurs à ceux du London Métal Exchange, lorsque le marché du plomb est fermé et légèrement supérieur lorsque le marché est faible. [2]

1.5. Utilisations :

Le plomb est mélangé à l'étain ; il était utilisé par les romains pour souder les conduites d'eau.

D'importantes quantités de plomb sont utilisées dans les batteries et dans les gaines des câbles électriques, ainsi que dans l'industrie pour garnir les conduites, les réservoirs et les dispositifs à rayons X. Du fait de sa densité élevée et de ses propriétés nucléaires, le plomb est largement employé pour protéger les matériaux nucléaires. Parmi les nombreux alliages contenant un pourcentage important de plomb figurent certaines soudures et différents métaux antifriction. Une quantité considérable de plomb est également consommée sous forme de dérivés, en particulier dans les peintures et les pigments.

Le carbonate de plomb, de formule $(\text{PbCO}_3)_2\text{Pb}(\text{OH})_2$, appelé blanc de plomb ou céruse, est utilisé depuis plus de deux mille ans comme pigment blanc. Il sert également d'enduit pour la céramique et pour la fabrication d'autres pigments. Du fait des dangers d'empoisonnement par le plomb, l'utilisation des peintures à base de ce produit pour la décoration intérieure a été en grande partie interdite.

Le monoxyde de plomb, ou litharge (PbO), est une poudre cristalline jaune obtenue par chauffage du plomb en présence d'air. Cet oxyde est utilisé dans la fabrication du verre au plomb, pour la dessiccation dans les huiles et les vernis et dans la production d'insecticides. Le minium, de formule Pb_3O_4 , poudre cristalline écarlate obtenue par oxydation du monoxyde de plomb, est un pigment employé dans les peintures pour protéger de la rouille les structures en fer et en acier.

Le chromate de plomb, ou jaune de chrome, de formule PbCrO_4 , est une poudre cristalline utilisée comme pigment jaune. Il s'obtient par réaction de l'acétate de plomb sur le bichromate de potassium. Le rouge de chrome, le jaune orangé de chrome et le jaune citron de chrome sont quelques-uns des pigments obtenus à partir du chromate de plomb. L'éthanoate de plomb (II) ($\text{Pb}(\text{C}_2\text{H}_3\text{O}_2)_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$), composé cristallin blanc appelé sucre de plomb du fait de son goût sucré, est obtenu industriellement par dissolution de la litharge dans l'acide éthanoïque. Il est utilisé comme mordant en teinture, pour la dessiccation des peintures et des vernis, et pour la synthèse d'autres composés du plomb.

Le tétraéthyle de plomb (IV) ($\text{Pb}(\text{C}_2\text{H}_5)_4$) est le principal constituant des agents antidétonants ajoutés à l'essence pour empêcher l'explosion prématurée des mélanges air-essence dans les moteurs à combustion interne. Cependant, il semble que ce composé contribue de façon significative à la pollution de l'air. [2]

I.6. Empoisonnement par le plomb :

Le plomb introduit dans le corps sous quelque forme que ce soit est très toxique. Ses effets se font généralement sentir après une période d'accumulation du métal dans l'organisme. L'empoisonnement se manifeste par l'anémie, la faiblesse, la constipation, la colique et la paralysie, en particulier des poignets et des chevilles. Les conduites servant à l'acheminement de l'eau potable ne doivent donc pas contenir de plomb, les gouvernements tentent de promouvoir l'utilisation d'essence sans plomb pour lutter contre cette pollution. Les enfants sont particulièrement exposés à l'empoisonnement, même pour des concentrations minimales : le plomb peut retarder le développement moteur, altérer la mémoire et provoquer des problèmes d'audition et des troubles de l'équilibre. Chez les adultes, il peut provoquer une augmentation de la pression artérielle. On traite l'empoisonnement au plomb par ingestion d'un sel double de l'acide éthylène-diamino-tétracétique, ou EDTA. Le plomb est ensuite éliminé de l'organisme par formation d'un complexe stable avec l'EDTA, complexe soluble dans les urines. [2]

Pays	Production de plomb En 1995 (milliers de tonnes)	Consommation de plomb En 1995 (milliers de tonnes)
Chine	608	448
Australie	232	-
Etats-Unis	1345	1472
Canada	281	-
Mexique	216	162
Belgique	122	-
France	297	265
Allemagne	311	367
Italie	180	247
Royaume-Uni	321	285
Japon	286	334
Corée-du-Sud	179	264
Espagne	-	115
Taiwan	-	132
Russie	-	108
Total Mondial	56.365	56.435

Tableau N°04 : *Production et consommation de concentré de plomb mondial en 1995.*[3]

Utilisations du plomb (le monde occidental) En 1994	Répartition -%-
Accumulateurs au plomb	66.2
Usages chimiques	13.6
Demi-produits	9.5
Revêtements de câble	3.6
Alliages	3.4
autres	3.7

Tableau N°05 : *Utilisations de plomb (le monde occidental), en 1994.*[3]

II. ZINC :

II.1. Historique :

La première apparition de la production du zinc était en Chine et en Inde, ensuite la méthode de l'élaboration du zinc a été introduite de Chine vers l'Europe, avec une première usine construite à Bristol en 1743. Cependant, le développement de cette industrie a commencé, en Europe, seulement vers la fin du XVIII^e siècle.

Le zinc est employé depuis l'Antiquité sous forme d'alliages avec le cuivre et l'étain, mais il ne fut considéré comme un élément à part entière qu'en 1746, date à laquelle le chimiste allemand Andreas Sigismund Marggraf l'isola en chauffant de la calamine et du charbon.[2]

II.2. Propriétés de ce métal

Le zinc, élément chimique métallique bleuâtre, de symbole Zn, de numéro atomique 30, et de masse atomique 65.38, se trouve dans le groupe II_b du tableau périodique de "Mendeleev" ; c'est un élément de transition. Il a une couleur blanche avec reflet gris-bleu.

Le zinc pur est un métal cristallin, insoluble dans l'eau (chaude ou froide) et soluble dans l'alcool, les acides et les bases. Il est réducteur et amphotère (il a un comportement acide ou basique selon la nature du milieu dans lequel il se trouve). Il est extrêmement cassant aux températures ordinaires, mais devient malléable et ductile entre 100°C et 150°C, et peut être laminé en feuilles.

Le zinc ne réagit pas à l'air sec; il se corrode à l'air humide, lorsque le pH est compris entre 5 et 13, en se recouvrant d'un film de carbonate basique qui le protège d'une corrosion ultérieure (phénomène de passivation). Les halogènes réagissent peu avec le zinc à froid. En l'absence d'oxydant, le zinc est attaqué par les acides à une vitesse qui dépend de sa pureté.

Point de fusion 419°C ;

Point d'ébullition 907°C ;

Densité 7.14 à 20°C ; et 6.92 à 600°C.

Le zinc est assez abondant dans la croûte terrestre. On ne le trouve pas à l'état libre dans la nature, mais sous forme d'oxyde de zinc (ZnO) dans la zincite, sous forme de silicate de zinc (2ZnO, SiO₂, H₂O) dans l'hémimorphite, de carbonate de zinc (ZnCO₃) dans la smithsonite, d'oxyde mixte de zinc et de fer (Zn(FeO₂)O₂) dans la franklinite, et de sulfure de zinc (ZnS) dans la blende. [2]

II.3. Principaux minéraux contenant le zinc : [2]

CALAMINE : SiO₄ Zn₂ (OH) (53.7% Zn)

Dureté: 5

Densité: 3.4

BLENDE : ZnS (67% Zn)

Dureté : 3.5

Densité : 4

ZINCITE :	ZnO
	Dureté : 4
	Densité : 4.4
SMITHSONITE :	CO ₃ Zn (52% Zn)
	Dureté : 5
	Densité : 4.4
HYDROZINCITE :	CO ₃ Zn ₂ Zn(OH) ₂ (60% Zn)
	Dureté : 2
	Densité : 3.4

II.4. Grands producteurs de zinc dans le monde :

Comme le plomb, l'industrie mondiale du zinc, à tous les stades, est surtout importante dans les pays industrialisés, si l'on exclut les pays à économie planifiée, seulement 29% de la capacité mondiale d'extraction, et 15% de la capacité mondiale de production de zinc en lingots sont situés dans les pays en développement. La capacité extractive des pays en développement ne représentait que 27% en 1993.

Dans les pays industrialisés, l'Afrique de sud, l'Australie, le Canada, les Etats-Unis, et le Japon, et plus récemment l'Irlande sont les grands producteurs de minerai de zinc ; parmi ces pays, seul le Japon a une capacité de traitement qui dépasse de beaucoup ses possibilités de production minière. Aux U.S.A., la capacité d'extraction est à peu près égale à la capacité de traitement ; les autres pays exportent la totalité ou une partie de leur production minière de zinc sous forme de concentrés surtout vers l'Europe occidentale et le Japon, les principaux pays européens où la capacité de traitement dépasse considérablement la capacité d'extraction sont :

- L'Allemagne,
- La Belgique,
- La France,
- L'Italie.

Ces quatre pays représentent environ 25% de la capacité mondiale de traitement et 5% de la capacité d'extraction mondiale.

Sur le marché mondial, la plus grande partie du zinc se vend en fonction de trois systèmes de cotation : le prix de la bourse des métaux de Londres, le prix producteur européen et le prix producteur aux Etats-Unis.

II.5. Utilisations

Le zinc est employé soit sous forme massive, soit allié à d'autres métaux. Il est principalement utilisé comme revêtement protecteur anti-corrosion des aciers et en photogravure. On le trouve également dans les plaques des piles électriques sèches.

Les alliages à base de zinc très pur sont d'une importance industrielle croissante. Ils sont en particulier utilisés en fonderie sous pression, car on peut en effet facilement les mouler. On distingue trois grandes catégories d'alliages à base de zinc : les Zamak, les Ilzro et les Kayem. Les Zamak — alliages de zinc, d'aluminium, de magnésium et parfois de cuivre — sont surtout utilisés en construction mécanique.

Le zinc sert également d'élément d'addition dans des alliages tels que les laitons et les maillechorts, alliages de cuivre et de nickel contenant éventuellement du plomb et/ou du manganèse. Ils présentent une grande aptitude à être mis en forme et sont utilisés, entre autres, dans la fabrication des clés et de certaines pièces d'instruments de musique.

L'oxyde de zinc, appelé blanc de zinc ou blanc de neige, est une poudre blanche préparée par combustion de la vapeur de zinc. Elle est employée comme pigment dans les peintures, comme charge dans les pneus en caoutchouc, ainsi qu'en médecine comme pommade antiseptique. Le chlorure de zinc ($ZnCl_2$) sert à protéger le bois contre la putréfaction et est employé comme matériau pour la soudure. On trouve également le sulfure de zinc dans les applications utilisant l'électroluminescence, la photoconductivité, la semiconductivité et dans d'autres dispositifs électroniques. Il sert aussi d'élément phosphorescent dans les revêtements fluorescents. Le sulfate de zinc ($ZnSO_4$) est employé dans la fabrication de la rayonne, ainsi que dans l'industrie pharmaceutique et dans le traitement des eaux industrielles.[2]

Pays	Production de zinc En 1995 (milliers de tonnes)	Consommation de zinc En 1995 (milliers de tonnes)
Chine	1077	909
Canada	720	-
Japon	664	752
Etats-Unis	363	1202
Espagne	346	-
Allemagne	322	503
Australie	316	-
France	290	250
Corée-du-Sud	279	297
Italie	260	345
Belgique	-	250
Total Mondial	71.956	73.443

Tableau N°06 : *Production et consommation de concentré de zinc mondial en 1995.* [3]

Utilisations de zinc (monde occidental) En 1994	Répartition - %-
Revêtements anticorrosion et de décoration	50
Alliages de fonderie pour le bâtiment, l'automobile, l'électroménager	20
Pièces moulées	15
<i>Oxydes de zinc</i> : caoutchoucs, élastomères, chimie, agriculture, peintures, céramiques, électronique, pharmacie	10
Laminés pour le bâtiment	5

Tableau N°07 : *Utilisations de zinc (le monde occidental), en 1994.* [3]

L'Algérie, dans la production mondiale du zinc, se place au niveau des petits producteurs, son industrie métallurgique comporte deux laveries (El-Abed, Kherzet Youcef) et une usine de raffinage par électrolyse en fonctionnement. L'évolution de la production nationale en concentré de zinc et de plomb de 1989 à 1995 se reflète dans le tableau N°08.

On remarquera que cette production annuelle en concentré de zinc n'alimente que les 10% des besoins en tout-venant de l'usine d'électrolyse de Ghazaouet (80.000 t/an de concentré de zinc). Le reste est importé, ce qui explique l'intérêt, pour l'entreprise E.N.O.F., de développer et d'exploiter de nouveaux gisements polymétalliques de plomb-zinc.

<i>Usine de concentration de minerais polymétallique (plomb-zinc) provenant des gisements de :</i>	El- Abed	Kharzet Youcef
Capacité standard obtenue :		
- Teneur en zinc	52-54%	52-54%
- Teneur en plomb	500g/t	
Production de concentré de zinc :		
- Année 1989	12.100 t	1.820 t
- Année 1990	8.850 t	Usine à l'arrêt
- Année 1991	7.900 t	//
- Année 1992	7.236 t	//
- Année 1993	6.801 t	//
- Année 1994	4606 t	1013 t
- Année 1995	5734 t	1440 t
Production de concentré de plomb :		
- Année 1989	2.300 t	440 t
- Année 1990	1.900 t	Usine à l'arrêt
- Année 1991	1.880 t	//
- Année 1992	1.539 t	//
- Année 1993	1.538 t	//
- Année 1994	988 t	115 t
- Année 1995	1393 t	Usine à l'arrêt

Tableau N°08 : La production de concentré de zinc et de plomb (tonnes / an)
(Années 1989 à 1995). [3]

Nous remarquerons une évolution croissante des cours du zinc et du plomb de 1987 à 1996 (Tableau N°09).

Période		Concentré de zinc D.A/TONNE	Concentré de plomb D.A/TONNE
- Année	1987	2100	800
- Année	1988	2700	2100
- Année	1989	3750	2000
- Année	1990	4000	2934
- Année	1991	7000	4800
- Année	1992	8860	4800
- Année	1993	8700	4800
- Année	1994	8700	5800
- Année	1995	11200	8000
- Année	1996.	13500	10000

*Tableau N° 09 : Evolution des cours des concentrés de zinc et de plomb en Algérie. *E.N.O.F.* 1987-1996. [3]*

A.2. Les appareils de concassage :

A.2.1. Concasseurs à mâchoires :

Les blocs sont écrasés entre deux mâchoires :

- L'une fixe,
- L'autre mobile, animée de mouvement de va et vient, formant entre elles un angle bien défini compris entre 20° et 23°, appelé angle de prise ou angle de concassage.

Les mâchoires sont rectangulaires, interchangeables, en acier spécial au manganèse.

On distingue deux types de concasseurs à mâchoires :

a) Concasseur à mâchoires à simple bielle: (Figure N°01)

Caractérisé par un faible débit et produisant une assez grande production de fines. Pour ces raisons, il est utilisé généralement au niveau du concassage secondaire, son rapport de réduction peut atteindre la valeur de 10.

b) Concasseur à mâchoires à double bielle: (Figure N° 02)

Il est dans le concassage primaire, il est capable d'admettre de très gros blocs, d'assurer de grosses productions et de fragmenter des morceaux très durs et abrasifs, son rapport de réduction est compris entre 4 et 8. [4]

A.2.2. Concasseurs giratoires (opérant par pression) :

Les matières sont réduites par écrasement entre une paroi circulaire fixe (concave) et un cône axial tronconique, monté sur un arbre vertical, mû à sa base par un excentrique. Le rapport de réduction de ces appareils varie de 10 à 12. [4]

A.2.3 Concasseurs à cônes :

a) Concasseurs à cônes type standard : (Opéré par pression)

Le principe est analogue à celui des concasseurs giratoires, cependant ils sont conçus avec des chambres de travail fortement évasées vers le bas, de façon à conserver une capacité suffisante d'évacuation lors de réglages fins.

En outre ces machines fonctionnent avec une course importante à la base du cône, facilitant les grandes productions.

Ils sont généralement utilisés dans le concassage secondaire des minerais durs et abrasifs.

- Dimensions maximales des produits à l'entrée du concasseur : 62.5 cm
- Dimensions maximales des produits à la sortie du concasseur comprises entre 10 et 2 cm.
- Rapports des réductions compris entre 6 et 8 cm.

b) Concasseurs à cône tête courte :

Ils sont de même construction que le type standard, mais avec un profil de chambre de travail moins évasé et une gamme très fine.

Ils sont généralement utilisés dans le concassage tertiaire des minerais durs et abrasifs.

- Dimensions maximales des produits à l'entrée du concasseur : 25 cm
- Dimensions maximales des produits à la sortie du concasseur comprises entre 2.5 et 3 cm.
- Rapports des réductions compris entre 4 et 6 cm.

A.2.4. Concasseur à cylindres :

Ils sont au concassage intermédiaire et fin des différents minerais et roches.

Les concasseurs à cylindres, qu'ils soient dentés, lissés ou cannelés, ont une structure commune et ne diffèrent que par la forme géométrique de leurs surfaces de travail.

On distingue trois types de concasseurs à cylindres :

a) Concasseurs à cylindre lisses :

Le concassage de produits est obtenu par pression continue entre 2 cylindres à axes parallèles tournant en sens inverse.

Ils sont destinés pour le concassage des produits durs et abrasifs, de même pour les minerais fragiles (blende, chalcopirite, etc.). La dimension d'alimentation courante est 25 mm.

b) Concasseurs à cylindres cannelés :

Le concassage est obtenu entre 2 cylindres dotés de cannelures plus ou moins profondes.

Ils conviennent surtout pour des opérations de 2^{ème} réduction sur des matériaux modérément abrasifs (demi-durs ou friables, même s'ils sont humides ou collants).

c) Concasseurs à cylindres dentés :

Ils opèrent à la fois par écrasement entre les noyaux cylindriques, garnis de dents de forme et de dimensions diverses, par incision et arrachement aux moyens des dites dents.

Ils conviennent surtout pour les matériaux friables ou demi-durs, même humides et collants.

B. Broyage :

B.1. Définition :

Le broyage est l'opération qui permet la réduction de la matière de l'état granuleux à l'état de poudre de finesse déterminée, au moyen de divers appareils travaillant par effet de chocs d'écrasement ou d'usure.

De nombreuses industries utilisent les techniques de broyage pour des buts divers. En cimenterie, il s'agit seulement de développer la surface de la matière, pour faciliter les réactions physico-chimiques. On distingue différents types de broyage :

- 1- Broyage à sec (moins de 2% d'eau dans le produit) ;
- 2- Broyage semi-humide (2 à 25 % d'eau dans le produit) ;
- 3- Broyage en phase liquide ou broyage à voie humide (25 à 300 % d'eau dans le produit).

B.2. Appareils de broyage :

Dans la préparation des minerais, le choix se limite la plupart du temps aux broyeurs à barres et aux broyeurs à boulets car :

- Ils sont robustes et simples ; Leur surveillance et entretien sont faciles,
- Ils peuvent broyer fin les roches dures et abrasives à un prix de revient acceptable ;
- Ils peuvent travailler en voie sèche ou en voie humide.

B.2.1 Broyeur à barres :

Le broyeur à barres est composé d'un corps cylindrique (tambour), tournant autour de son axe horizontal, et contenant des barres en acier. Il est généralement utilisé dans le broyage

grossier avant les broyeurs à boulets et dans les installations de tonnage supérieur à 25t/h.

Les dimensions des morceaux au niveau de l'alimentation peuvent atteindre 15 à 40 mm. Les produits de broyage ont une finesse comprise entre 1 et 2 mm ; leur degré de réduction est de 20 à 25 en circuit ouvert, et de 40 à 50 en circuit fermé avec un classificateur.

La charge en barres est de 35 à 45 % du volume intérieur du broyeur ; le diamètre des barres varie de 40 à 100 mm ; la consommation d'acier est de 0.1 à 1 Kg/tonne du minerai traité. En broyage à sec, il admet un certain taux d'humidité.

B.2.2. Broyeur à boulets :

Le broyeur à boulets est composé d'un corps cylindrique, tournant autour de son axe horizontal, et contenant des boulets généralement sphériques en acier au carbone, en acier au manganèse, ... etc.

- Il est utilisé pour le broyage fin et très fin jusqu'à 1 μ m ; la dimension maximale des produits à l'entrée est de 25 mm ;
- Le rapport de réduction varie entre : 40 et 100 ;
- La charge en boulets : 40 et 50 % du volume intérieur de broyeur ;
- Le diamètre de boulets : 25 à 150 mm ;
- La consommation des boulets : 0.6 à 2.5 Kg/t de minerai traité ;
- En broyage à sec il exige un minerai ne contenant pas plus de 1 à 2 % d'humidité.

Le broyage s'obtient par le choc des grains à leur arrivée au fond (zone d'impact), et par l'écrasement entre boulets pendant leur remontée (zone d'abrasion).

On appelle vitesse critique η_c d'un broyeur, la vitesse à partir de laquelle un petit boulet reste constamment plaqué à la paroi par la force centrifuge :

$$\eta_c = \frac{42}{D^{0.5}} \quad (\text{tr / min})$$

D : diamètre du tambour en mètre.

La vitesse admissible est égale à :

- (0.6 à 0.7) * η_c pour les broyeurs à barres ;
- (0.75 à 0.9) * η_c pour les broyeurs à boulets.

C. CRIBLAGE ET CLASSIFICATION PAR DIMENSION :

Définition :

Le classement des produits par dimensions intervient dans de nombreux stades de la préparation mécanique des minerais.

Au concassage

Il s'agit de soustraire à l'action des concasseurs les morceaux qui sont de dimensions plus petites que celle de la décharge des concasseurs.

Au broyage

Le classement par dimensions est utilisé à deux fins générales :

a- soustraire les produits suffisamment fins à l'action des broyeurs, de façon à augmenter la capacité de ceux-ci.

b- former un circuit fermé avec le broyeur, et limiter le calibre maximum du produit final

Le criblage a pour but de séparer les produits ayant une granulométrie requise, des produits qui doivent être concassés. C'est donc une opération normalement associée au concassage. Le criblage est important, car il augmente la capacité relative des concasseurs et permet d'obtenir des produits mieux calibrés.

Toute opération de criblage est caractérisée par l'obtention de deux produits :

- Le "refus" ou ensemble des grains de dimensions supérieures à la maille d'ouverture du crible.
- Le "passant" ou ensemble des grains qui passent à travers les ouvertures du crible.

Facteurs intervenant dans le criblage :

Sur un crible industriel, le matériau se déplace sous forme d'une couche d'une certaine épaisseur.

Il y a beaucoup de facteurs qui interviennent dans le passage des grains au tamis, les plus importants sont :

1- La dimension relative d'un grain :

Examinons les conditions du passage au tamis d'un grain sphérique de diamètre d , à travers une maille carrée de dimension L .

- i) Si $0 < d < 0.75$, les grains sont appelés "légers", et ils passent librement au tamis.
- ii) Si $0.75 < d < L$, les grains sont appelés "difficiles" pour leur passage au tamis ; il est nécessaire d'avoir un long laps de temps.
- iii) Si $L < d < 1.75$, les grains sont appelés "embarrassants" et ils ne passent pas à travers le tamis, et en même temps, ils empêchent le passage des grains "légers" et "difficiles".

2- Vitesse du mouvement des grains sur une surface criblante :

Les grandes vitesses influent défavorablement sur l'efficacité du criblage. Il existe donc une optimale V_{op} , telle que :

$$V_{op} = \left(L - \left(\frac{d}{2} \right)^{0.5} \right) * \left(\frac{g}{d} \right)^{0.5} \quad (\text{mm/s})$$

Avec :

- L : dimension de la maille du tamis (mm);
- d : diamètre d'un grain (mm);
- g : accélération de la pesanteur = 9.81 (mm/s²);

En pratique $0.5 : < V_{op} < 0.75$ m/s.

3- Angle d'inclinaison d'une surface criblante :

Le diamètre du grain, passant librement au tamis, est donné cette formule :

$$d = [L * \cos(\alpha)] - [h * \sin(\alpha)]$$

Avec :

h : épaisseur de surface criblante ;

α : angle d'inclinaison ;

L : dimension de la maille.

4- Humidité d'un produit :

Il est quasiment impossible de cribler un produit humide par suite du colmatage des ouvertures.

L'humidité est particulièrement nocive dans le cas des minerais argileux et collants (l'efficacité et la capacité diminuent); dans ce cas, pour remédier au colmatage, il faut procéder à des cribles entièrement arrosés, ou bien on utilise des cribles, dont les toiles sont chauffées électriquement (température maintenue entre 30°C et 40°C).

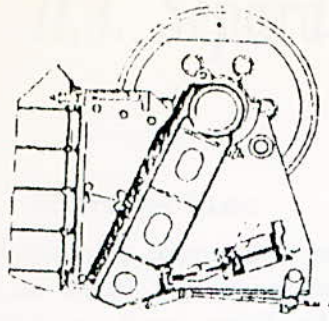


Fig. 1 : C.à machoires à simple bielle

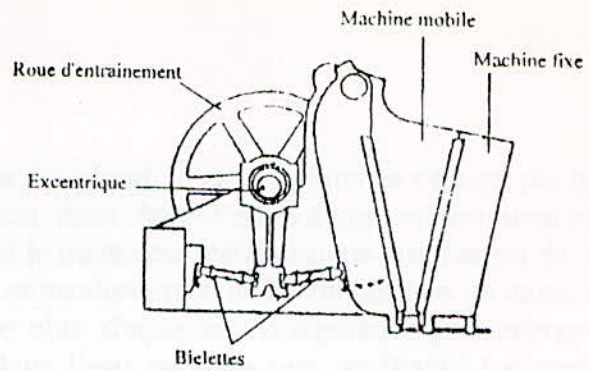


Fig. 2: C.à machoires à double bielle

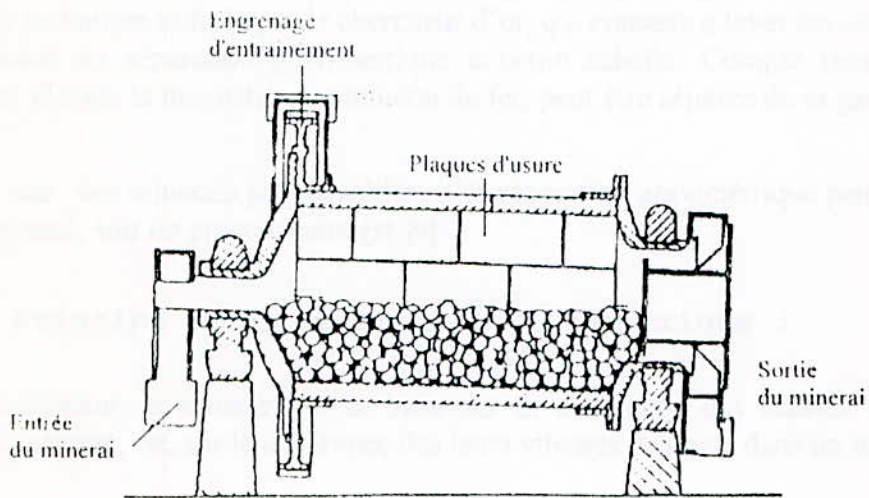


Fig. 10 : Broyeur à boulets

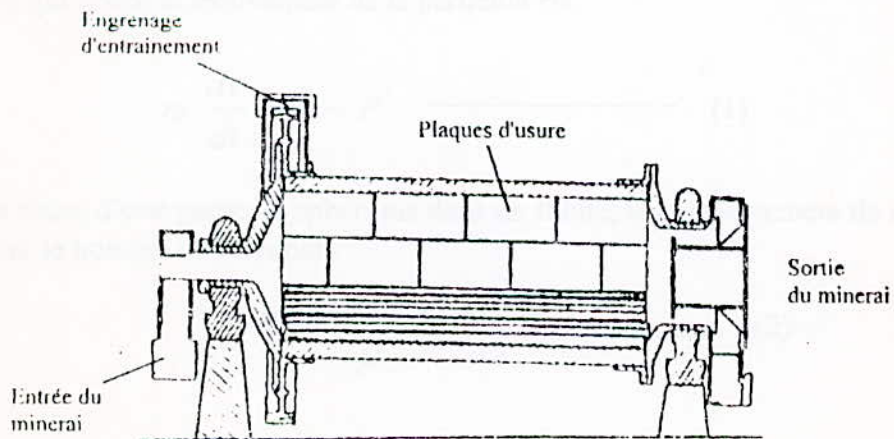


Fig. 9: Broyeur à barres

II.3. Séparation gravimétrique :

II.3.1. Introduction

Généralement, la teneur des minerais de plomb – zinc exploité ne dépasse pas quelques pour-cent en métal. Ces minerais doivent donc faire l'objet d'une concentration pour être amenés sous une forme marchande avant le traitement métallurgique proprement dit. Le type de traitement diffère selon la nature de la minéralisation et de la composition du minerai.

Le mode de séparation mécanique le plus simple est la séparation gravimétrique. Le minerai broyé est mis en suspension dans l'eau ou dans une soufflante. Les particules minérales métalliques, du fait de leur poids supérieur, tombent par gravité au fond de la chambre de traitement et sont ainsi recueillies. La gangue, plus légère, est emmenée par l'air ou l'eau. La technique utilisée par le chercheur d'or, qui consiste à laver les sables aurifères, est un procédé de séparation gravimétrique à petite échelle. Compte tenu de sa densité relativement élevée, la magnétite, un minerai de fer, peut être séparée de sa gangue par cette technique.

Dans le cas des minerais polymétalliques, la séparation gravimétrique peut nous donner soit un concentré, soit un préconcentré. [5], [9]

II.3.2. Principe de la séparation gravimétrique :

La concentration gravimétrique se base sur la différence des masses spécifiques des minéraux à séparer, et, sur la différence des leurs vitesses de chute dans un milieu liquide ou gazeux.

En tombant dans un fluide, une particule solide est soumise aux forces suivantes :

- Son poids : $P = m \cdot g$; m étant la masse de la particule, P son poids.
- La résistance du fluide : $P' = m^l \cdot g$; m^l étant la masse du fluide déplacé par la particule solide.

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

$$m \cdot \frac{dv}{dt} = P - P' \quad \text{-----} \quad (1)$$

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

$$R_e = \frac{v \cdot d}{\mu} \cdot \Delta \quad \text{-----} \quad (2)$$

- Δ : le poids spécifique du fluide,
- μ : la viscosité du fluide,
- v : vitesse de chute de la particule,
- d : diamètre de la particule.

- Si 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 :

$$R_1 = \sigma \cdot \pi \cdot \mu \cdot \frac{d}{2} \cdot V \quad \text{-----} \quad (3)$$

C'est le cas des particules tombant à faible vitesse

- Si R_e est grand, l'écoulement du fluide autour de la particule présente un sillage en forme de cœur, et la résistance du fluide est donnée par la formule de Newton :

$$R_2 = \frac{\pi}{2} \cdot Q \cdot \Delta \cdot \frac{d^2}{4} \cdot V^2 \quad \text{-----} \quad (4)$$

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

- Si R_e augmente encore ($R_e > 500$), l'écoulement presque des tourbillons libres (écoulement laminaire).

Les lois de la sédimentation permettent de juger l'aptitude à la séparation de particules, mais de densités différentes. [5], [9]

II.3.3. La sédimentation libre

En se référant à la chute des particules dans un grand volume de fluide, et en considérant le volume total des particules, l'encombrement des particules peut être négligeable. La sédimentation libre prédomine lorsque le solide contenu dans la pulpe constitue moins de 15% du volume de celle-ci. Pour une particule "a", de diamètre " d_1 " et de densité spécifique v_a , se sédimentant dans l'eau, la loi de Stokes peut-être simplifiée à :

$$V = K_1 \cdot d_a^2 \cdot (v_a - 1) \quad \text{-----} \quad (5)$$

Similairement la loi de Newton se simplifie à :

$$V = K_2 \cdot (d_a \cdot (v_a - 1))^{0.5} \quad \text{-----} \quad (6)$$

Comme V est la vitesse limite pour la particule "a" et K_1 et K_2 sont des constantes.

QUEL EST LE REGIME VISQUEUX?

Le régime laminaire (loi de Stokes), ou tourbillonnaire (loi de Newton) : Quelque part entre les deux régimes, on peut entrevoir les faits suivants :

- 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 : v_a, v_b sont les densités des deux minéraux.

d_a, d_b sont les dimensions des deux minéraux.

$$R_f = \frac{d_a}{d_b} = \left[\frac{v_a - 1}{v_b - 1} \right]^n \quad \text{-----} \quad (7)$$

Tel que : R_f est le rapport de sédimentation libre. Où le rapport diamètre des particules du minéral b (diamètre d_b) au minéral (diamètre d_a), et $n=0.5$ pour les petites particules, répondant à la loi de Stokes, et $n=1$ pour les grosses particules obéissent 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. [5], [9]

II.3.4. La sédimentation gênée

Lorsque la fraction de solides 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 ; la résistance est surtout turbulente ; la loi de Newton est applicable, la densité apparente de la pulpe (v_p) remplace la densité de l'eau dans l'équation précédente :

$$V = K [d_a \cdot (v_a - v_b)]^{0.5} \quad \text{-----} \quad (8)$$

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

$$R_h = \frac{d_a}{d_b} = \left[\frac{v_b - v_p}{v_a - v_p} \right]^n \quad \text{-----} \quad (9)$$

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, tandis qu'elle grossit l'effet de la différence de densité durant la classification. [5], [9]

II-3.5- Principe de la concentration par milieu dense :

Si la flottation s'est avérée être un procédé particulièrement efficace et sélectif pour l'enrichissement des minerais sulfurés, elle donne néanmoins des rendements relativement faibles pour des minerais oxydés. Il s'agit donc de se tourner vers d'autres méthodes d'attaque du problème, et, il nous a paru intéressant d'étudier d'autres méthodes de valorisation. Nos travaux ont été orientés vers une concentration physique basée sur la gravité en utilisant des milieux denses.

Le procédé de séparation par milieu de dense a été utilisé pour la première fois en 1921 pour le traitement de charbon.

Le procédé qui doit être adopté pour enrichir sera celui qui offrira le meilleur bilan métal dans un ensemble économiquement valable. La concentration par milieu dense représente

actuellement un regain d'intérêt à cause de l'amélioration technologique des appareils et des faibles consommations de réactifs.

La consommation par milieu dense permet :

- De produire un concentré fini et un stérile définitif (cas très rare) ;
- D'éliminer du stérile en donnant un produit enrichi destiné à une concentration ultérieure par un autre procédé ;
- De produire un concentré fini et un stérile appauvri en minéraux de valeur qui seront récupérés par un autre traitement.

Utilisant un milieu de densité déterminé, ce procédé sépare le produit en fractions plongeantes et flottantes, l'une et l'autre 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_1 et δ_2).

La loi fondamentale de la séparation par milieu dense est :

$$\delta_1 < \Delta < \delta_L$$

Tel que :

δ_L : la densité de l'élément le plus lourd ;

δ_1 : la densité de l'élément le plus léger.

Sur ces deux particules agissent les forces mécaniques suivantes :

- Les forces horizontales : Forces égales ;
- Les forces verticales : Force supérieure $\Delta g \times h$
Force inférieure $\Delta g \times (h+H)$.

La résultante des contraintes :

$$P = [\Delta g \times (h + H) \times S] - \Delta g \times h \times S$$

$$P = \Delta g \times H \times S$$

$$P = \Delta g \times V$$

Telque :

S : surface de l'élément, sur laquelle agissent les forces verticales ;

V : le volume de l'élément.

En fonction de la valeur de P.

- $P > G$: le cube va émerger jusqu'à ce que les forces soient égales.
- $P < G$: le cube chute au fond du bac telle que G : poids du cube.

II.3.6. Les milieux denses utilisés :

La précision de la séparation gravimétrique par milieu dense dépend de la qualité de la liqueur.

Actuellement, on utilise comme milieu dense des suspensions de poudre l'eau.

Les deux qualités requises pour ces liqueurs sont :

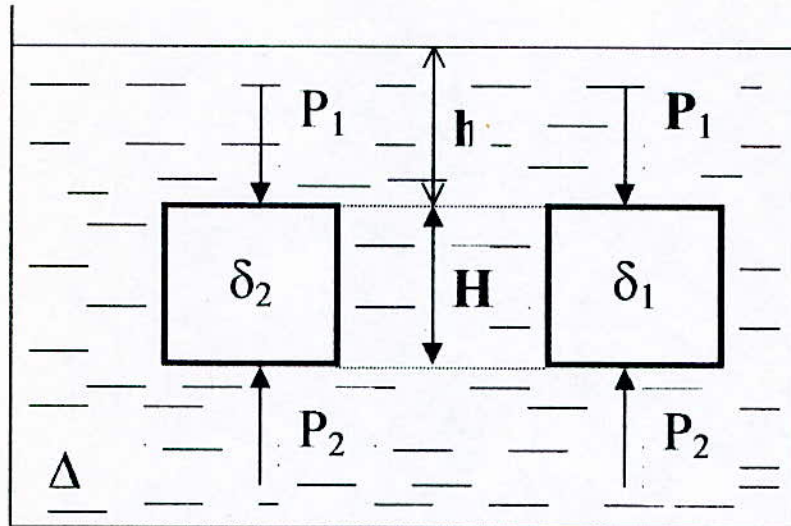
- Une bonne stabilité : la stabilité apparaît pour une concentration en solide de 40% en volume, au-delà la liqueur est plus stable.
- Une faible viscosité : si la liqueur est trop visqueuse, la séparation est gênée (surtout pour les faibles granulométries)

Les principaux médiums utilisés sont :

- 1- Les stables : ils permettent d'obtenir des suspensions de densité 1.5, pour une granulométrie variant de 0.1 à 0.8 mm ;
- 2- Les argiles : suspensions de densité 1.3, à viscosité élevée, lorsque sa densité est supérieure à 1.3 ;
- 3- La barytine : suspension de densité 1.8, pour une maille de broyage comprise entre 40 et 150 μm ;
- 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 il est difficile de la régénérer pour une deuxième utilisation, par ailleurs, la viscosité du milieu est élevée.

On peut également utiliser comme milieux denses :

- 1- Des solutions de sels minéraux non organiques.
- 2- Des liquides organiques.



SCHEMA N°02 : Principe de la séparation par milieu dense

Designation	Formule chimique	Densités Kg/m ³	Couleur	Solubilité dans l'eau	
1/Liquides organiques lourds	. Trichloréthane	C2HCl3	1460	Incolore	
	. Tétrachlorure de Carbone	CCl4	1680	Incolore	
	. Dibrométhane	C2H4Br2	2170	Incolore	
	. Bromoforme	CHBr3	2890	Incolore	Soluble
	. Acétylène-tétrabromure	C2H2Br2	2930	Incolore	
	. Tétrabrométhane (T.E.B)	C2H2Br4	2960	Incolore	Insoluble
	. Liqueur de Toulet	HgI2+KI	3170	Jaune	Soluble
	(Iodomercure de Potassium)				
	. Iodure de Méthylène	CH2I2	3320	Incolore	Insoluble
	. Liqueur de Rhorbach (Mercurinitrate de Baryum)	BaI2+HgI2	3590	Jaune	Soluble
. Liqueur de Clerici (ou Formiate et Malonate de Thallium)	CH2 (COOTl) 2HCOOTl	4250	Jaune	Soluble	
2/Liquides lourds non organiques (Solutions vraies)	. Solution de sel de chlorure de Calcium	CaCl2	2500	Incolore	Soluble
	. Solution de sel de chlorure de Zinc	ZnCl2	2500	Incolore	Soluble
3/Pseudo-Solutions (alourdissant + eau) alourdissant = mélange de solides.	. Minéraux :				
	* Pyrite * Pyrrotine * Baryte * Magnétite * Arséno-pyrite * Galène . Alliage : Ferrocilicium . Métal : Plomb				

Tableau Caractéristiques des liqueurs denses

II.4. Flottation :

II.4.1. Définition :

La flottation c'est la méthode de concentration mécanique la plus répandue. On peut caractériser ce procédé comme le mode de séparation d'un minerai finement broyé, mélangé à un liquide, permettant à certains minéraux de flotter à la surface de la pulpe, tandis que les autres se déposeront au fond.

La flottation utilise les différentes propriétés des interfaces entre les solides, une solution aqueuse et un gaz.

Les phénomènes de base de la flottation peuvent ainsi s'interpréter en terme de chimie physique des surfaces, mettant en jeu trois interfaces :

- L'interface solide/liquide,
- L'interface liquide/gaz,
- L'interface solide/gaz. [6], [2], [8]

II.4.2. Angle de contact :

L'effet de séparation par flottation est fonction de la mouillabilité relative des constituants à séparer.

Considérons une goutte d'eau placée sur une surface plane, nous constatons qu'elle prend une position d'équilibre caractérisée par un angle θ , c'est l'angle entre la surface du solide et la tangente à la surface de l'eau, cet angle est appelé « angle de contact ».

On appelle corps hydrophobes les corps ayant un grand angle de contact, (Fig. 01, 02).

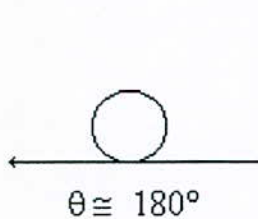


Figure N° 01

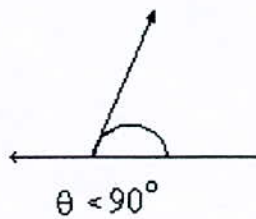


Figure N° 02

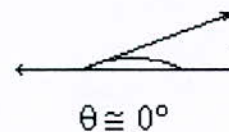


Figure N° 03

On appelle corps hydrophiles les corps ayant un petit angle de contact (Fig. 03).

Ces angles naturels peuvent être modifiés par l'ajout dans la pulpe de certains agents chimiques appelés "réactifs de flottation." [7]

II.4.3. Les particularités principales du procédé de flottation :

Il existe deux particularités principales :

- 1- Possibilité de séparer n'importe quel minéral ; cette particularité s'explique par deux causes :
 - i- L'énergie superficielle dépend de la composition chimique et de la structure des minéraux.
 - ii- Si la différence en énergie superficielle est petite, on peut augmenter cette différence à l'aide des réactifs de flottation.
- 2- On utilise la flottation pour la séparation des particules fines. [3], [6], [7]

II.4.4. Principe de la méthode :

Le processus consiste, à mettre en suspension dans une solution de réactifs, le minerai préalablement concassé et broyé. Cette suspension appelée pulpe représente un système dispersé hétérogène, comportant trois phases (solide, liquide, gaz). Sous l'action des collecteurs, la surface d'un ou plusieurs minéraux s'hydrophobise, ce qui leur permet de se fixer à des bulles d'air, que l'on introduit préalablement dans la pulpe. De cette manière, les minéraux flottent sous forme de mousse. Cette mousse, riche en minéraux flottés, est appelée "concentré", les autres éléments, en général de la roche, demeurant en suspension dans la pulpe, portent le nom de "gangue". [6]

II.4.5. Exigences propres au procédé de flottation :

L'efficacité du procédé de flottation dépend des conditions suivantes :

- De la grosseur du minerai à flotter ;
- De la densité de la pulpe de flottation ;
- De la gamme des réactifs de flottation utilisés ;
- De l'intensité de l'agitation de la pulpe ;
- De l'intensité de décharge de la mousse ;
- De la température de la pulpe ;
- De la durée de flottation ;
- Du schéma de flottation ;
- Du débit de la pulpe ;
- Du pH de la pulpe.

II.4.6. Réactifs de flottation :

Les réactifs de flottation se divisent en 2 classes :

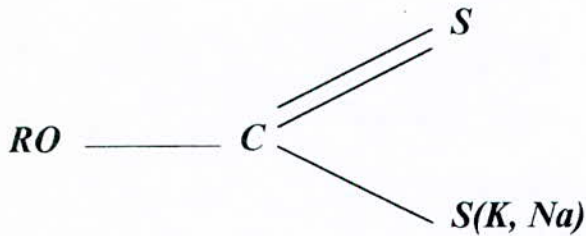
1^{ère} classe :

Les réactifs de flottation agissent sur la surface des minéraux, en dépendant de leur fonction, ces réactifs se divisent en 4 groupes :

a- Collecteurs : ce sont des substances organiques, l'action des collecteurs consiste à déterminer la mouillabilité des surfaces des minéraux par la formation sur leur surface de pellicules hydrophobes, qui contribuent à une meilleure adhérence des particules aux bulles d'air.

Parmi les collecteurs utilisés, on distingue :

1- Les collecteurs anioniques : on s'intéresse aux groupes sulfhydriles qui conviennent aux minerais sulfurés (ZnS, PbS.), parmi lesquels on utilise les xanthates, dont la formule chimique apparaît sous la forme suivante :



R : radical alcool

2- Les collecteurs cationiques : parmi les groupes des collecteurs cationiques, on cite les amines grasses (R — NH₂), elles sont employées dans la flottation des carbonates de zinc (ZnCO₃) et des carbonates de plomb (PbCO₃).

b- Activants et Déprimants : ce sont des corps généralement non organiques, ils permettent soit la fixation du collecteur sur une surface ou ces derniers ne pourraient se fixer (il s'agit alors de réactifs activants), soit pour la suspension de cette fixation (il s'agit alors de déprimants)

Activants utilisés dans l'industrie :

- CuSO₄·5H₂O : est un activant de la blende (ZnS), dont la vitesse de l'interaction de CuSO₄ avec les minéraux à flotter dépend du pH de la pulpe, la consommation varie de (200 à 400g/t)
- Na₂S, K₂S, CaS : on utilise ces activants pour activer les minéraux oxydés, avec une consommation variant entre (500 jusqu'à 2500 g / t).
- Acide sulfurique H₂SO₄ : utilisé comme activant de la pyrite, avec une consommation qui varie entre (500 à 1000g/t)

Déprimants utilisés dans l'industrie :

- Alcalins (Ca(OH)₂, NaOH) : ils dépriment les sulfures contenant du fer lors de la séparation des sulfures de cuivre des sulfures de fer, ou la blende, des sulfures de fer.
- Cyanures KCN, NaCN, Ca(CN)₂ : ils dépriment bien les sulfures de fer et la blende (ZnS), lors de la séparation de la galène de la blende, ou la galène de la pyrite, la consommation varie de (50 à 125 g / t).
- Sulfate de zinc (ZnSO₄·7H₂O) : il déprime la blende avec une consommation variant de (500 à 1500 g / t).
- Silicate de soude (Na₂SiO₄) : il déprime le plomb oxydé, la consommation varie de 1000 à 2000g / t.

c- **Régulateurs de milieu** : Leur destination principale consiste au réglage de la composition d'ions dans la pulpe, les régulateurs exercent une influence sur les procédés d'action des collecteurs, des activants et des déprimants avec les minéraux. En pratique industrielle, on utilise comme régulateur de pH, la soude NaOH, l'acide sulfurique H₂SO₄, et le carbonate de soude Na₂CO₃.

2^{me} classe " Les moussants " :

il est possible de considérer la flottation comme un procédé de séparation, faisant intervenir trois étapes principales :

- i- la modification des surfaces minérales ;
- ii- le contact entre les bulles et les particules minérales rendues hydrophobes.
- iii- La séparation de la phase bulle – particule de phase liquide – particule.

Les moussants interviennent dans la deuxième et la troisième étapes. Ce sont des agents organiques, dont l'utilisation correspond à la création d'une mousse, et qui, de ce fait, permettent la séparation des particules hydrophobes et hydrophiles.

L'huile de pin est le moussant le plus répandu avec une consommation variant entre (25 à 100 g/t) ou l'aérofloat.[11]

II.4.7. Les exigences liées aux réactifs de flottation :

Les réactifs de flottation doivent être :

- Bon marché (pas chers) ;
- Non défectueux ;
- Etre solubles dans l'eau ;
- Ne pas être toxique ;
- L'action des réactifs de flottation doit être sélective ;
- La consommation des réactifs de flottation doit être précise et maîtrisée.

II.4.8. Machine de flottation :

Les exigences liées aux machines (cellules) de flottation sont les suivantes :

- Agitation énergique de la pulpe ;
- Alimentation continue de la machine et de la décharge des produits de séparation continu.

Description de la cellule de flottation :

La cellule présente souvent la forme extérieure d'un parallélépipède rectangulaire, ou d'un cylindre, à l'intérieur duquel, se trouvent disposés les éléments suivants :

- Un agitateur souvent constitué d'un rotor et d'un stator ;
- Un dispositif, permettant d'introduire de l'air dans la cellule au moyen d'un diaphragme, d'un diffuseur (assez rare) ou de l'utilisation de l'axe creux de l'agitateur.

Un très grand nombre de cellules sont munies d'un système d'auto-aération, utilisant le vide partiel créé par la cavitation dans la zone du rotor.

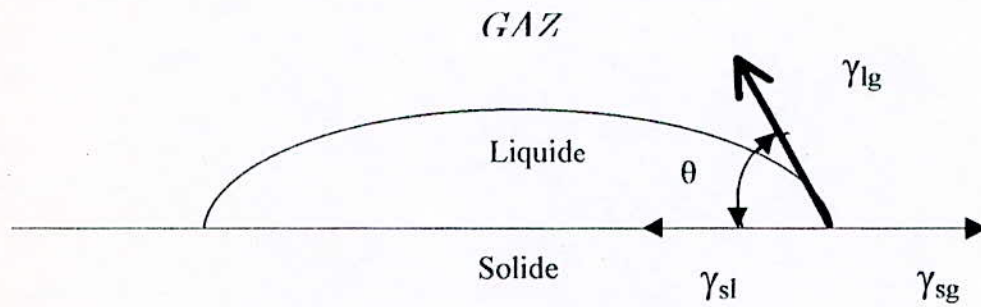


Fig. 16. Angle de contact pour un système solide-liquide-gaz selon Young-Dupré

γ_{sg} énergie interfacielle solide/gaz

γ_{sl} énergie interfacielle solide /liquide

γ_{lg} énergie interfacielle liquide/ gaz

θ angle de contact

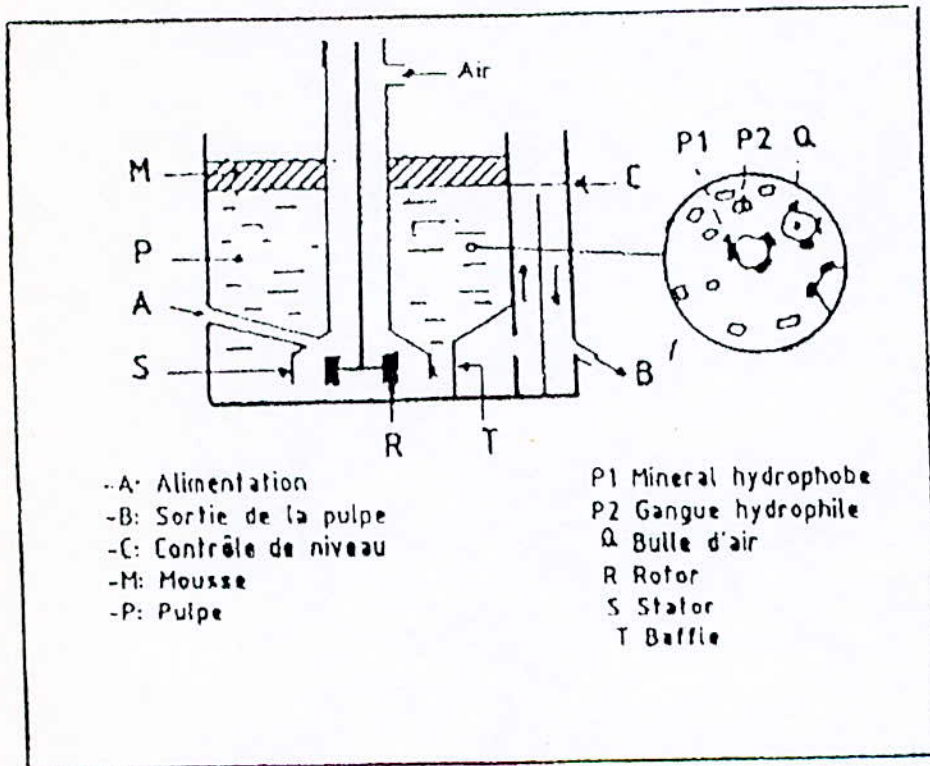
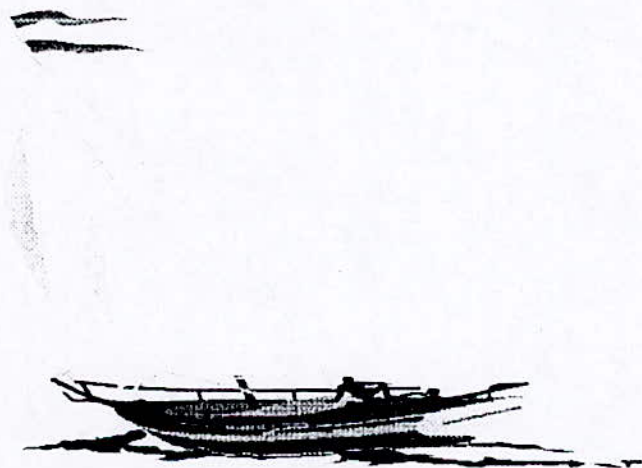


Figure 4 : Shema d'une cellule industrielle

Partie Expérimentale



III.1. Caractérisation du minerai polymétallique :

III.1.1. Aperçu géologique:

1- INTRODUCTION :

La région de Bougâa se situe à 4.3 Km au Nord - Ouest de la ville de Sétif, à environ 33 Km au Sud-Ouest de la ville de Kherrata et à 10 Km à l'ouest du village Ain-Roua.

Au bord d'une route communale qui la met en communication avec la ville de Sétif et de Borj-Bou-Areridj.

Cette région englobe plusieurs gisements plombo-zincifères (Kef Semmah, Ain-Sedjera, Ain-El-Hamra, Ain-Roua) ainsi que deux autres gisements l'un de fer du Djebel Anini et l'autre plomb-zincifère et cuprifère de Boukhdema.

En ce qui concerne la géomorphologie :

- Les plaines : se développent au sud de Djebel Tafat, sur les rives de l'Oued Bou-Sallem (Hautes plaines Sétifiennes).
- Les reliefs rocheux : sont caractérisés par des pentes abruptes et des altitudes relativement élevées : Djebel Tafat (1613 m), Ras-El-Kifan (1364 m), Djebel Krain-El-Rar (1368 m), Draa El akbat (1490 m), Djebel Anini (1500 m).

Le climat de la région est semi-aride, avec un été chaud et sec prolongé et un hiver froid où des chutes de neige couvrent fréquemment les montagnes pendant plusieurs semaines en hiver. Les températures moyennes sont de l'ordre de (10 à 15)°C, elles peuvent descendre à moins de 2°C, en hiver et atteindre 35°C en été. La végétation est caractérisée par de petits endroits boisés cyprès et de la broussaille.

Bougâa est en quasi-totalité une région à vocation principalement céréalière (orge, blé), et de plantations d'oliviers, et de figuiers.

La ville de Bougâa et le petit village Hammam Guergour, sont les pôles de concentration d'habitation, le reste de la population vivant dans des mechtas dispersées.[10]

2. SITE D'AIN-SEDJERA :

a- Historique :

Le site d'Ain-Sedjera se trouve à 1100 mètres d'altitude sur le flanc Sud-Est du dôme de céno-manien-turonien de Djebel Tafat. La base de ce dernier est constituée par de marno-calcaire sur lesquels repose une puissante série de calcaire de l'Albien.

b- Géologie locale :

Le gîte d'Ain-Sedjera fait partie du domaine allochtone Sud-Sétifien. Il présente des terrains d'âge allant probablement du jurassique au crétacé supérieur (céno-manio-turonien). Il se constitue des sédiments présentant une alternance rythmique des couches entre des calcaires et des marnes, de dolomie et des grès. Les massifs de Djebel de Guergour et Anini apparaissent en fenêtre tectonique sous la nappe tellienne, et se situent dans la partie orientale de la chaîne des Bibans, et correspond à une série de développement depuis le jurassique jusqu'au sénonien inférieur.

c- Tectonique :

Du point de vue tectonique, le massif de Djebel Tafat est affecté par trois systèmes de failles de directions, l'une à direction sensiblement Est-Ouest et l'autre à direction Nord-Sud. Les failles orientées Nord-Sud sont parallèle ou presque parallèles à la bordure du massif. Et les autres à directions Nord-Ouest, Sud-Est.

A Ain-Sedjera tous les pendages des couches marneuses plongent vers l'Est avec un pendage doux.

d- Géologie :

Le gîte polymétallique (Pb-Zn) d'Ain-Sedjera se trouve sur le versant Est de massif dans les calcaires et les marnes du céno-manien-turonien. Le minerai est composé en premier lieu des oxydes de carbonates de Pb-Zn, les sulfures à des niveaux plus à moins profond par rapport à cette dernière, ils sont classés comme minerai pyriteux zincifères où la teneur atteint parfois les 70 %, celle de zinc les 20 %. La puissance des corps de minerai varie entre 0.85 à 10.75 m avec des teneurs variants de 0.01 % à 5.50 % en Pb et de 1.35% à 11.75 % en Zn.

III.1.2. Préparation mécanique de l'échantillon :

L'échantillon sur lequel les essais ont été réalisés provient de la région de Hodna, pesant environ 15 Kg et représentant un minerai polymétallique de plomb et de zinc.

Le minerai est de couleur blanchâtre (la plus dominante), présentant une granulométrie hétérogène (le plus grand diamètre est d'environ 10 mm).

L'opération de concassage se déroule en deux stades (10 mm et 2 mm) :

- Le premier stade réalisé à l'O.R.G.M (Office De Recherche Géologique Et Minière),
- Le deuxième stade au laboratoire de valorisation à l'E.N.P, on a utilisé un concasseur à mâchoires.

On a procédé ensuite une homogénéisation (quartage), en utilisant un diviseur à couloirs. Nous avons procédé à diverses opérations, que reflète le schéma suivant (schéma N°01).

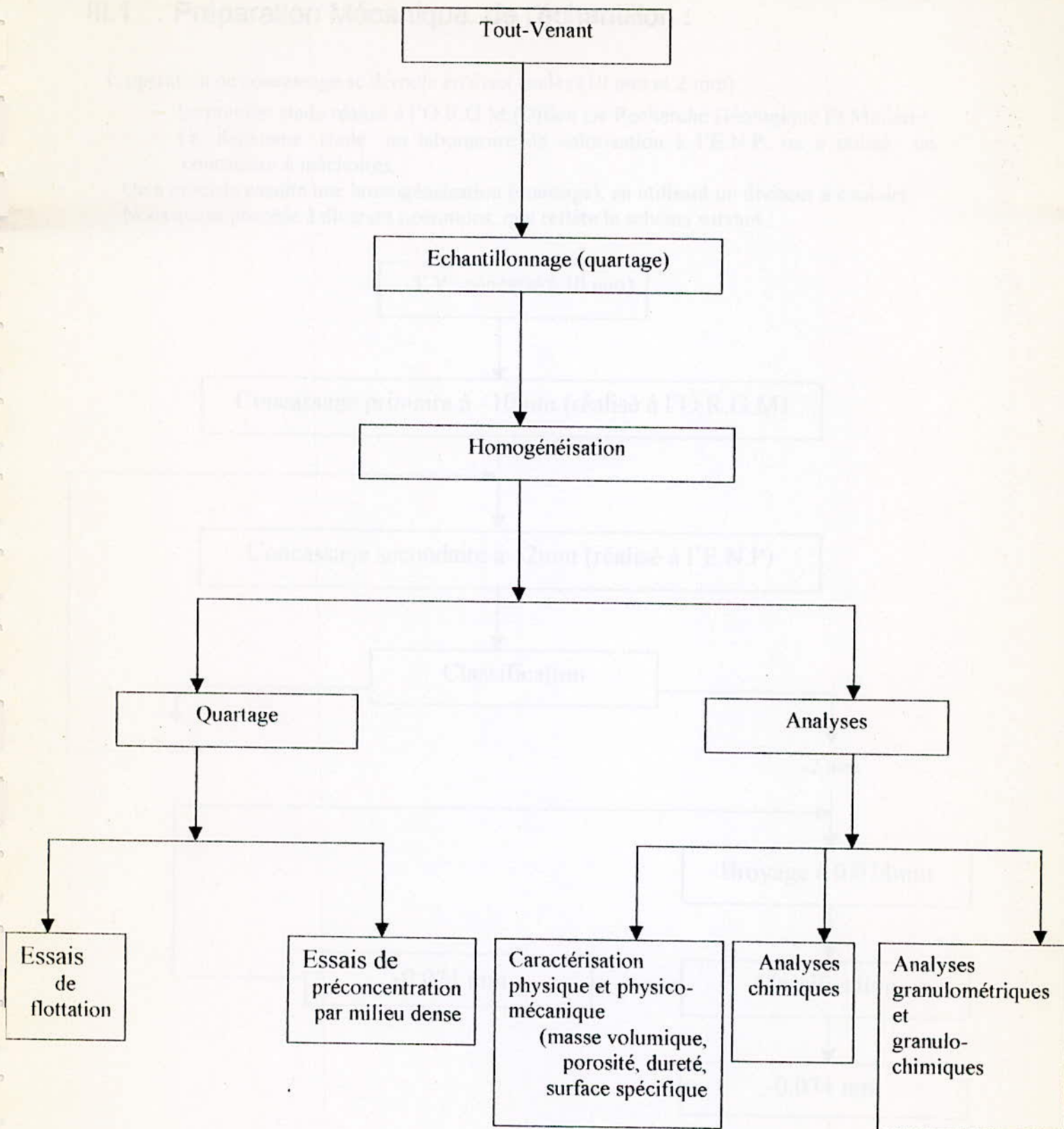


Schéma N°01 : Plan d'étude globale des essais de valorisation du minerai polymétallique de plomb-zinc oxydé (Hodna)

III.1. . Préparation Mécanique de l'échantillon :

L'opération de concassage se déroule en deux stades (10 mm et 2 mm) :

- Le premier stade réalisé à l'O.R.G.M (Office De Recherche Géologique Et Minière),
- Le deuxième stade au laboratoire de valorisation à l'E.N.P, on a utilisé un concasseur à mâchoires.

On a procédé ensuite une homogénéisation (quartage), en utilisant un diviseur à couloirs. Nous avons procédé à diverses opérations, que reflète le schéma suivant :

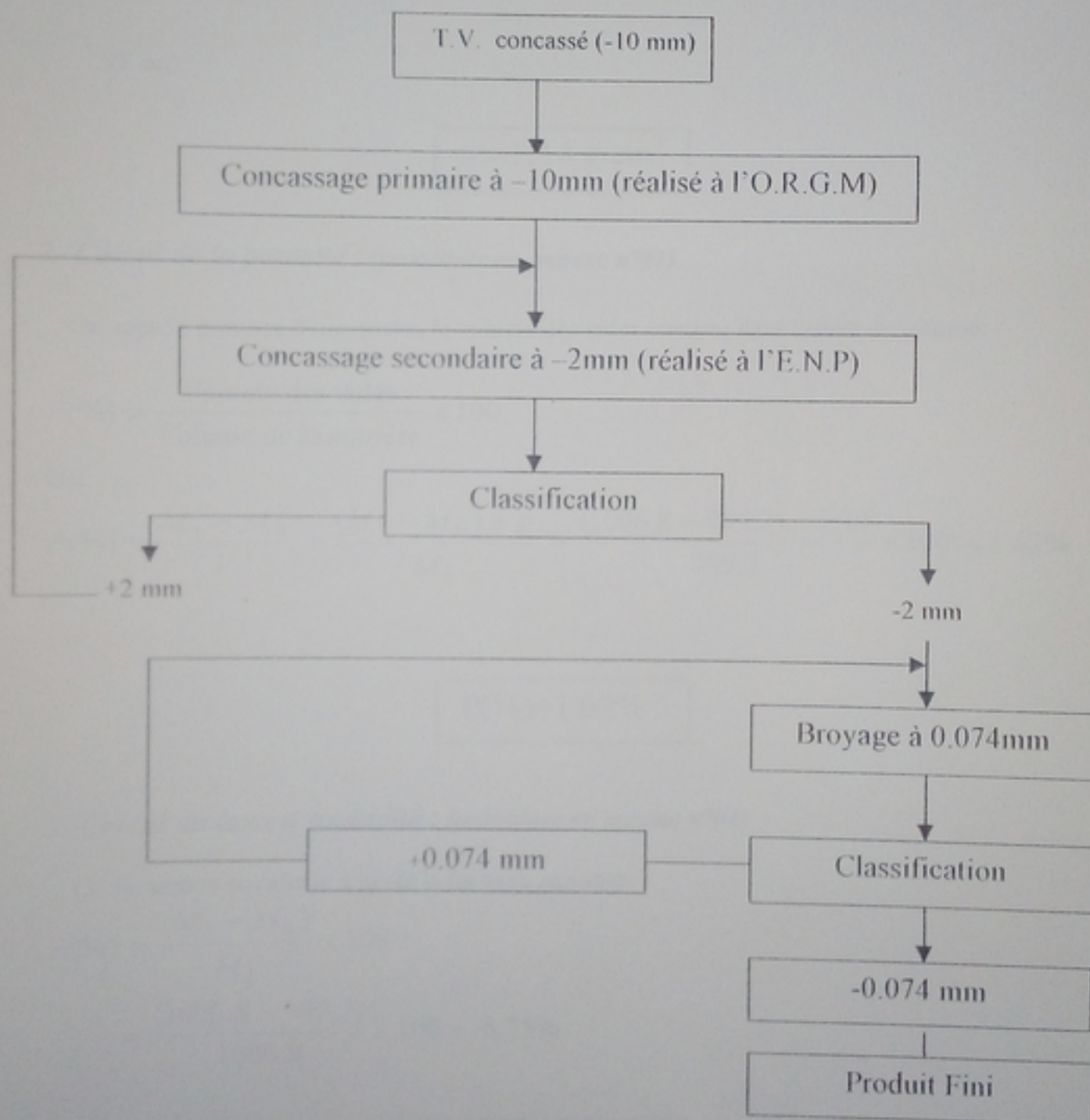


Schéma général de la préparation mécanique

III.1.3. Caractérisation physique et physico-mécanique :

1- Calcul de la masse volumique : (procédé en annexe n°01)

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

$$= \frac{100}{46.6} = 2.14 \text{ g / cm}^3$$

D' où :

$$\rho = 2.14 \text{ g/cm}^3$$

2- Calcul de la porosité : (procédé en annexe n°01)

On appelle porosité d'une roche, le volume des vides contenu dans l'unité de volume.

$$P(\%) = \frac{\text{Volume des vides}}{\text{Volume de la matière}} \times 100$$

Ou :

$$P(\%) = \frac{M_1 - M_0}{V} = \frac{(M_1 - M_0) \times \rho}{M_0} = \frac{(1006.8 - 999.2) \times 2.14}{999.2} \times 100 = 1.62\%$$

$$P(\%) = 1.62\%$$

3- Calcul du taux d'humidité : (procédé en annexe n°01)

Ce paramètre se calcule d'après la formule suivante :

$$T(\%) = \frac{(M_1 - M_0)}{M_1} \times 100$$

$$= \frac{(1006.8 - 999.2)}{1006.8} \times 100 = 0.75\%$$

$$T(\%) = 0.75\%$$

4- Calcul de la surface spécifique : (procédé en annexe n°01)

La surface spécifique se calcule par la formule suivante :

$$S_s = \frac{0.354 \times K \times \sqrt{t}}{0.5 \times \rho \times \sqrt{\eta}}$$

Avec :

$$K = 11.8011$$

$$\eta = 1798 \cdot 10^{-7}$$

$$\rho = 2.14 \text{ g / cm}^3$$

$$t = 5^{\text{min}} 54^{\text{s}} = 354^{\text{s}}$$

Donc :

$$S_s = \frac{0.354 \times 11.8011 \times \sqrt{354}}{0.5 \times 2.14 \times \sqrt{(1798 \times 10^{-7})}} = \frac{78.60}{0.014} = 5478 \text{ cm}^2/\text{g}$$

$$S_s = 5478 \text{ cm}^2/\text{g}$$

5- Mesure de la dureté : (procédé en annexe n°01)

Pour notre échantillon, il raye le Talc, le Gypse, et la Calcite, et il est rayé par la Fluorine. Donc la dureté de notre échantillon est entre 3 et 4.

$$D = [3 \div 4]_{\text{MOHS}}$$

III.1.4. Analyse chimique du tout-venant :

Cette analyse a été réalisée par spectrophotométrie d'absorption atomique, les résultats obtenus sont portés sur me tableau ci – dessous : (*procédé en annexe n°02*)

Pb (%)	Zn (%)	Cu (%)	Cd (%)	Ag (g/t)
2.4	4.2	<0.005	<0.005	<1

TABLEAU N°01 : Analyse Chimique Du Tout Venant

III.1.5. Analyse granulométrique :

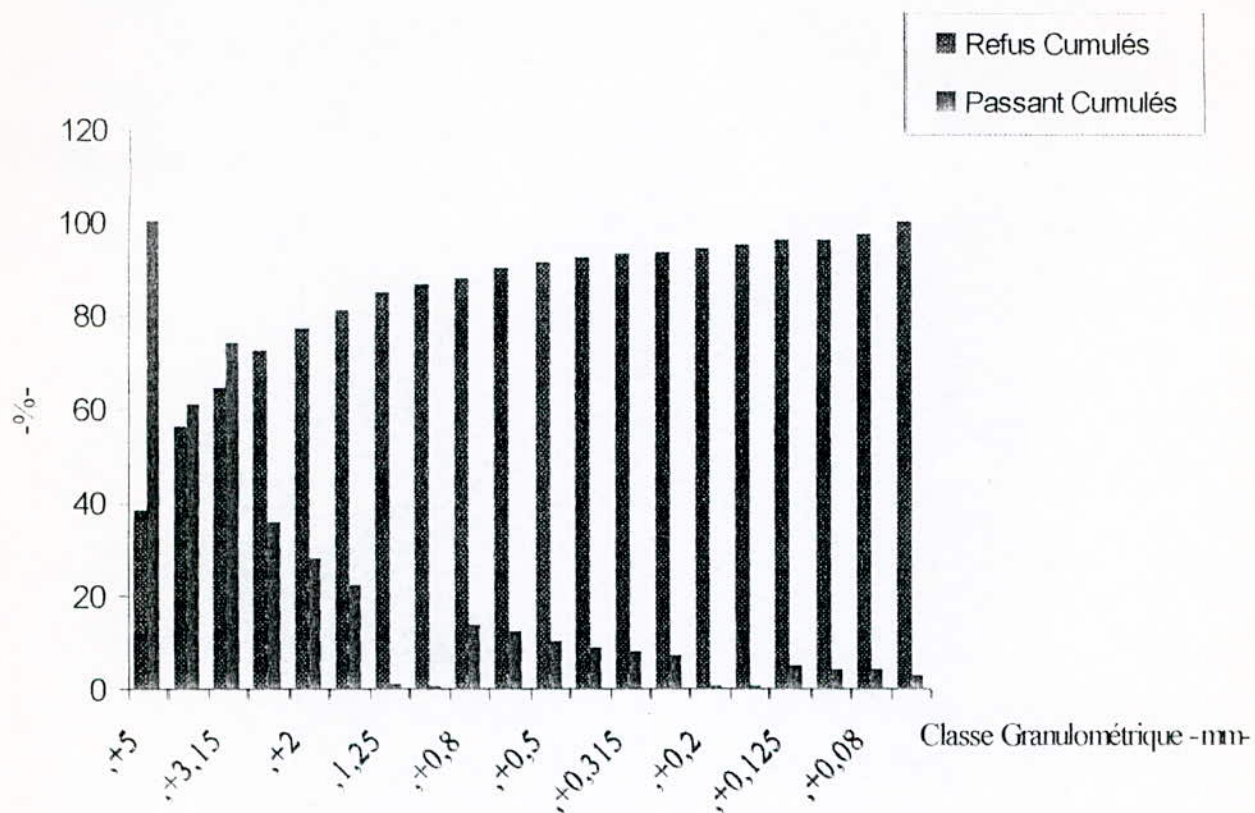
Les essais granulométriques avaient pour but de déterminer, en poids la distribution des particules suivant leurs dimensions ; ces essais granulométriques s'obtiennent par des opérations de tamisage par voie sèche.

Dans le cas présent, nous nous sommes fixés sur le choix de la norme AFNOR, en utilisant une série de tamis d'ouverture variant entre 5 et 0.080 mm.

Les résultats obtenus sont reportés dans le tableau N°02, et, représentés par les courbes caractéristiques granulométriques (passant et refus) «schéma N°02».

Classe Granulométrique	Poids -g-	Poids -%-	Refus Cumulé -%-	Passant Cumulé -%-
+5	381.5	38.19	38.19	100
-5.00+4.00	178.9	17.91	56.1	61.8
-4.00+3.15	81.3	8.14	64.24	43.89
-3.15+2.50	78.8	7.89	72.13	35.75
-2.50+2.00	57.7	5.77	77.9	27.86
-2.00+1.60	30.1	3.01	80.91	22.09
-1.60+1.25	38.3	3.83	84.74	19.08
-1.25+1.00	15.9	1.59	86.33	15.25
-1.00+0.80	16.8	1.68	88.01	13.66
-0.80+0.63	20.2	2.02	90.03	11.98
-0.63+0.50	11.4	1.14	91.17	9.96
-0.50+0.40	9.8	0.98	92.15	8.82
-0.40+0.315	8.6	0.86	93.01	7.84
-0.315+0.25	5.1	0.51	93.52	6.98
-0.25+0.20	8.9	0.89	94.41	6.47
-0.20+0.16	7.6	0.76	95.17	5.58
-0.16+0.125	8.1	0.81	95.98	4.82
-0.125+0.1	2.8	0.28	96.26	4.01
-0.1+0.08	9.7	0.97	97.23	3.73
-0.08	27.6	2.76	100	2.76
TOTAL	999.1 g	100 %	-	-

TABLEAU N°02 : Analyse Granulométrique.



SCHEMA N°02 : Analyse Granulométrique.

III.1.6. Analyse Granulochimique

L'analyse granulochimique a pour objet de quantifier le Zn et le Pb, tout en faisant ressortir l'aspect qualitatif au niveau des différentes tranches granulométriques.

Cette analyse permet en quelque sorte de faire ressortir l'aspect enrichissement ou appauvrissement des différentes classes granulaires en éléments présentant une valeur économique.

L'analyse chimique des différentes classes granulométriques a porté sur la détermination des teneurs en Pb et en Zn.

Cette analyse s'est faite par spectrophotométrie d'absorption atomique (Tableau N°03)

Classe Granulométrique -mm-	Poids pondéral(γ) -%-	Teneur -%-		Unité Métal		Récupération -%-	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
+5	38.19	1.6	4.15	61.10	158.49	24.50	34.75
-5 +4	17.91	2.25	4.45	40.30	79.70	16.13	17.47
-4 +3.15	8.14	2.8	5	22.79	40.70	9.15	8.92
-3.15 +2.5	7.89	3.55	5	28.01	39.45	11.24	8.65
-2.5 +2	5.77	2.6	5	15.00	28.85	6.02	6.32
-2 +1.6	3.01	1.75	3.85	5.27	11.59	2.11	2.54
-1.6 +1.25	3.83	2.6	4.75	9.96	18.19	3.99	3.99
-1.25 +1	1.59	3.8	5	6.04	7.59	2.42	1.67
-1 +0.8	1.68	3.6	5	6.05	8.40	2.42	1.84
-0.8 +0.5	3.16	4.1	5.1	12.96	16.12	5.19	3.54
-0.5 +0.315	1.84	4	5.05	7.36	9.29	2.95	2.04
-0.315 +0.16	2.16	3.75	4.9	8.10	10.58	3.25	2.32
-0.16 +0.08	2.06	5.5	3.752	11.30	7.73	4.54	1.70
-0.08	2.76	5.5	7	15.18	19.32	6.09	4.24
Reconstitue	100 %	2.34 %	4.61 %	-	-	100 %	100 %

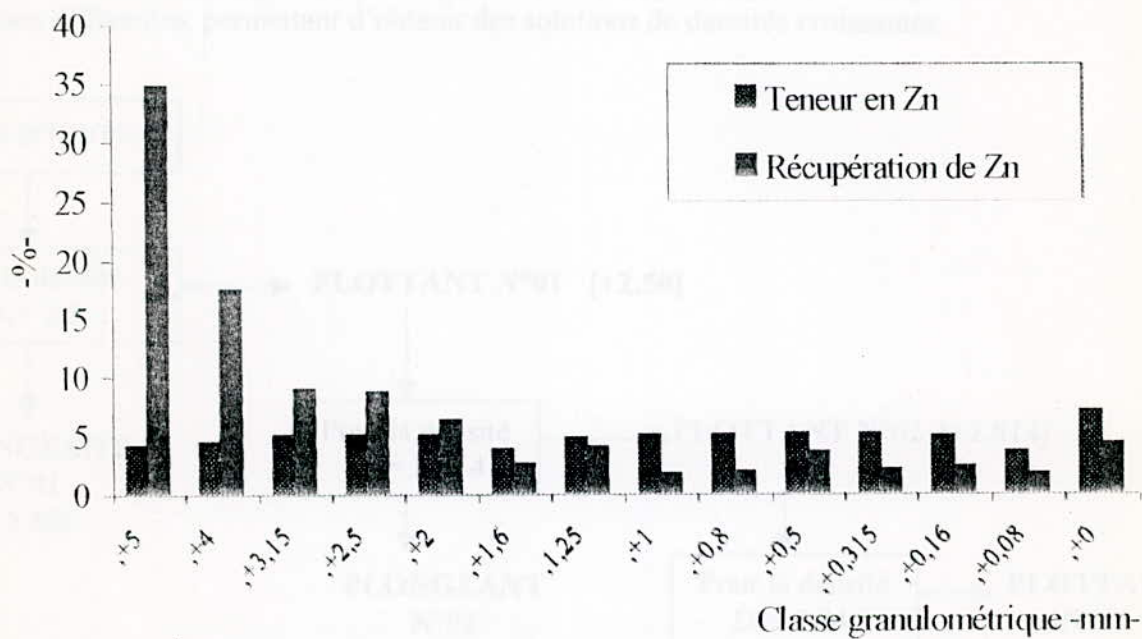
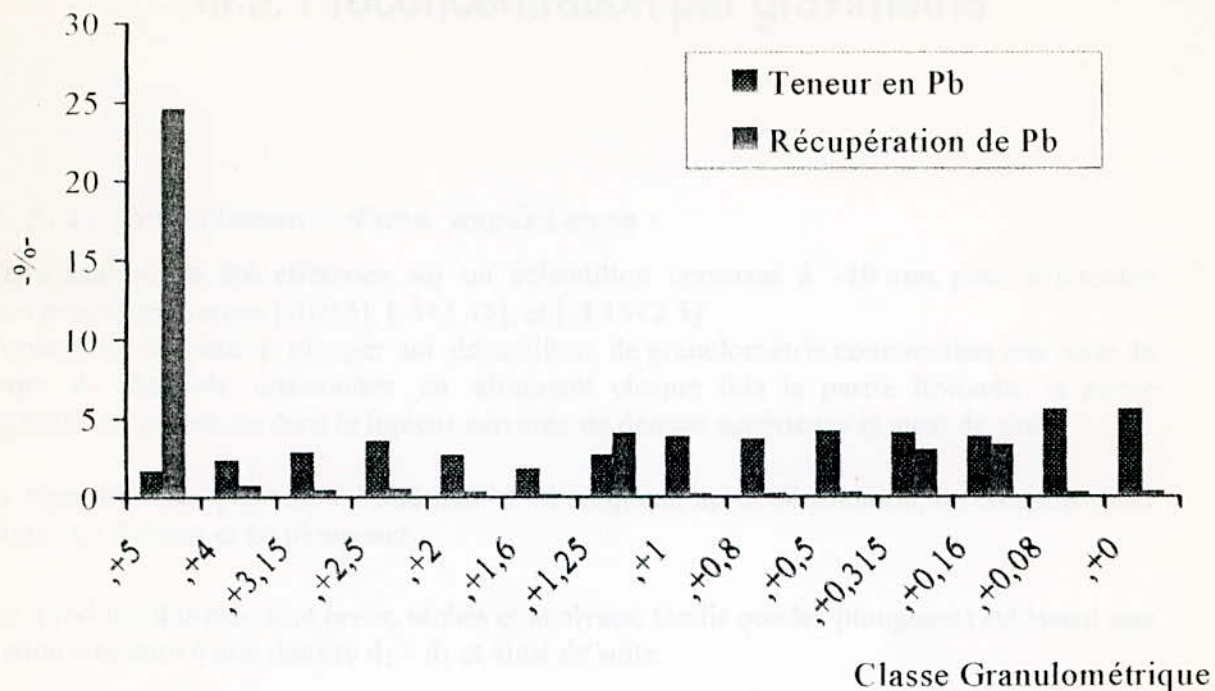
$$\text{Teneur de reconstitue} = \sum (\text{teneur}_i \times \text{poids pondéral}_i) / 100$$

TABLEAU N°03 : Analyse Granulochimique.

Conclusion :

D'après les résultats obtenus dans le tableau N° 03 et représenté sur le schéma N°03, nous pouvons constater que le plomb et le zinc sont uniformément répartis dans les classes granulométriques, à l'exception de la tranche [-10+5]mm, où on observe une valeur maximale de la récupération (24.50% en plomb, et 34.75% en zinc). Ceci démontre que les minéraux utiles sont finement disséminés dans la gangue, Ce qui laisse à prévoir qu'il soit nécessaire de broyer fin pour la meilleure libération des espèces minérales.

II.3. Préconcentration par gravimétrie



SCHEMA N°03 : Analyse Gramulochimique.

III.3. Préconcentration par gravimétrie

III.3.1. Déroulement d'une expérience :

Cette analyse a été effectuée sur un échantillon concassé à -10 mm, pour différentes classes granulométriques $[-10+5]$, $[-5+3.15]$, et $[-3.15+2.5]$.

L'opération consiste à plonger un échantillon de granulométrie connue dans une série de liqueurs de densités croissantes en éliminant chaque fois la partie flottante, la partie plongeante est introduite dans la liqueur suivante de densité supérieure et ainsi de suite.

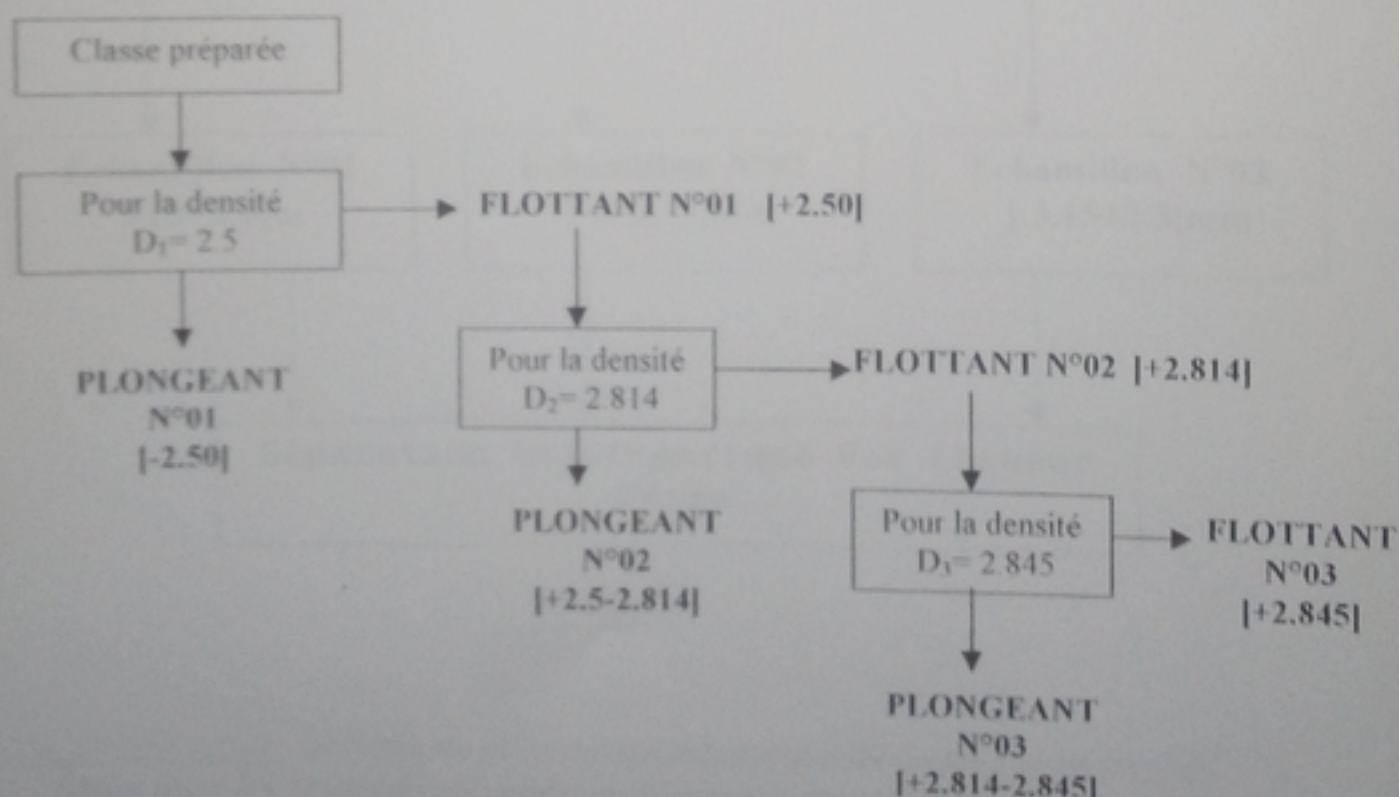
La séparation se produit à l'intérieur d'un récipient, après décantation, on recueille deux produits : un flottant et un plongeant.

Les produits flottants sont lavés, séchés et analysés, tandis que les plongeants subissent une opération similaire à une densité $d_2 > d_1$ et ainsi de suite.

Dans notre cas, nous avons choisi d'utiliser la séparation par liqueur dense, dont les différentes liqueurs utilisées sont :

- Bromoforme de formule chimique CHBr_3 et de densité 2.89 à l'état pur.
- Xylène de formule chimique $\text{C}_6\text{H}_4(\text{CH}_3)_2$ de densité 0.863.

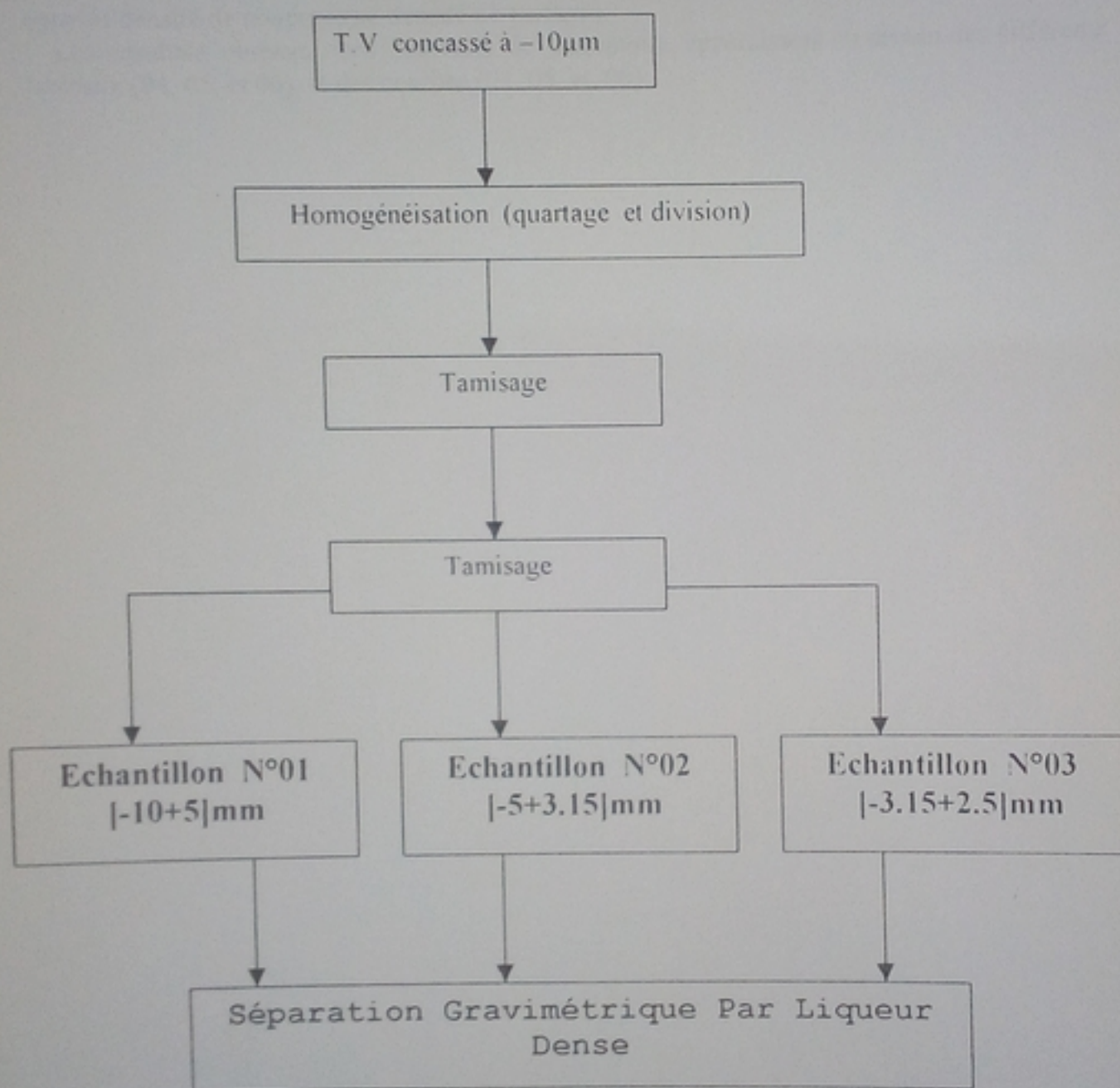
Les deux solutions organiques de Bromoforme et de Xylène, mélangées selon des proportions différentes, permettant d'obtenir des solutions de densités croissantes.



SCHEMA N°05 : Cheminement de séparation par liqueur dense

A cet effet, nous avons préparé le minerai tout-venant concassé, en retenant les tranches granulométriques suivantes : $[-10+5]$, $[-5+3.15]$, $[-3.15+2.5]$.

La préparation des échantillons, doivent servir aux tests de séparation gravimétriques par liqueur dense apparent dans le schéma décrit ci-après (schéma n°04).



SCHEMA N°04: Schéma de préparation mécanique du minerai concassé à -10mm pour les essais de préconcentration par liqueur dense.

III.3.2. Expression des résultats :

Nous avons représenté les résultats de séparation gravimétrique par milieu dense en traçant deux séries de courbes :

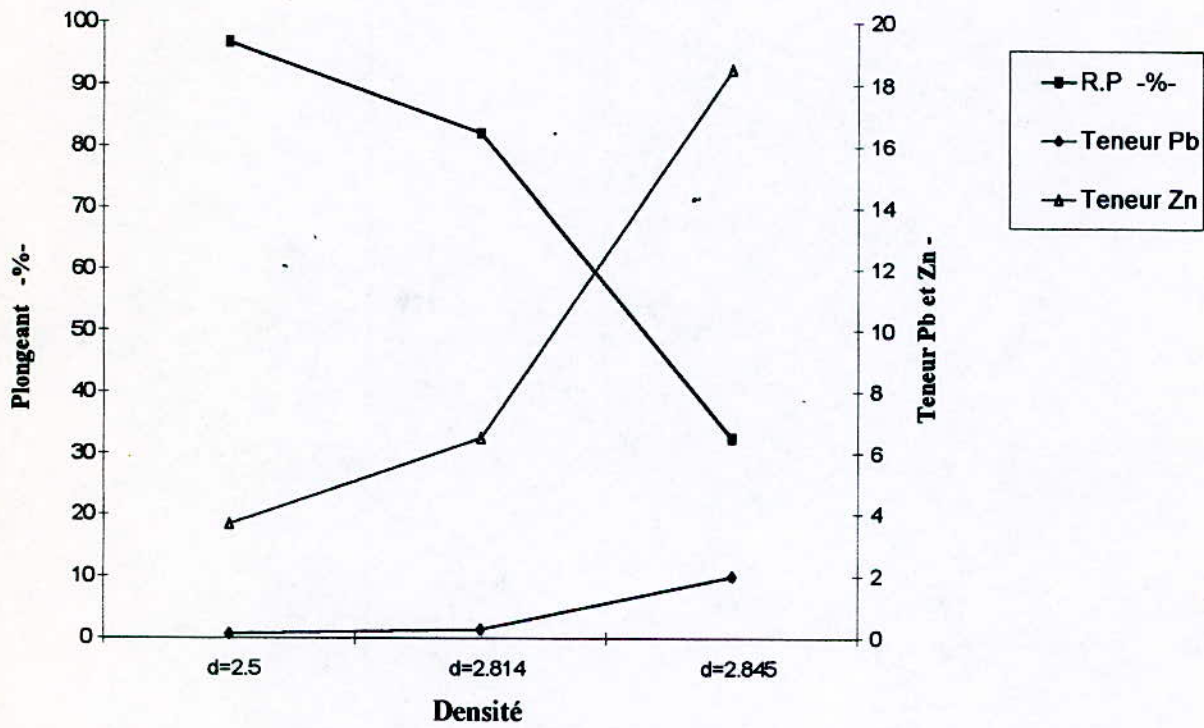
- Une courbe densimétrique (courbe de lavabilité), permettant de déterminer les rendements en poids des plongeurs en fonction de la densité de liqueur dense.
- Une courbe densité-teneur métal exprimant la relation existant entre les teneurs des éléments valorisants et la densité moyenne de la liqueur dense.

La densité de fraction récupérable à 50% dans le concentré, et à 50% dans les rejets, est appelée densité de coupure (ou densité de partage).

Les résultats obtenus, lors des tests de laboratoire, apparaissent au niveau des différents tableaux (04, 05, et 06), et des courbes (04, 05, et, 06)

Densité	Poids		Teneur -% ⁻		Récupération -% ⁻		Produits flottants -% ⁻				Produits plongeant -% ⁻					
	De la classe -% ⁻	Sur T. V -% ⁻	Pb	Zn	Pb	Zn	Poids Cumulés	Teneur -% ⁻		Récupération -% ⁻		Poids Cumulés	Teneur -% ⁻		Récupération -% ⁻	
								Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn
-2.50	3.25	1.24	2.25	2.1	1.75	0.62	3.25	2.25	2.1	1.75	0.62	-	-	-	-	-
+2.50-2.814	14.62	5.58	0.9	1.4	3.14	4.22	17.87	3.75	1.4	14.5	5.30	96.74	0.75	3.7	8.65	18.00
+2.814-2.845	49.72	18.98	1.5	8.75	17.80	40.02	67.59	5.72	6.5	83.8	94.05	82.12	1.45	6.5	14.04	26.56
+2.845	32.40	12.37	10	18.5	77.31	55.14	-	-	-	-	-	32.40	10	18.5	77.31	55.14
Reconstitué	100	38.17	1.6	4.15	100	100	-	-	-	100	100	-	-	-	100	100

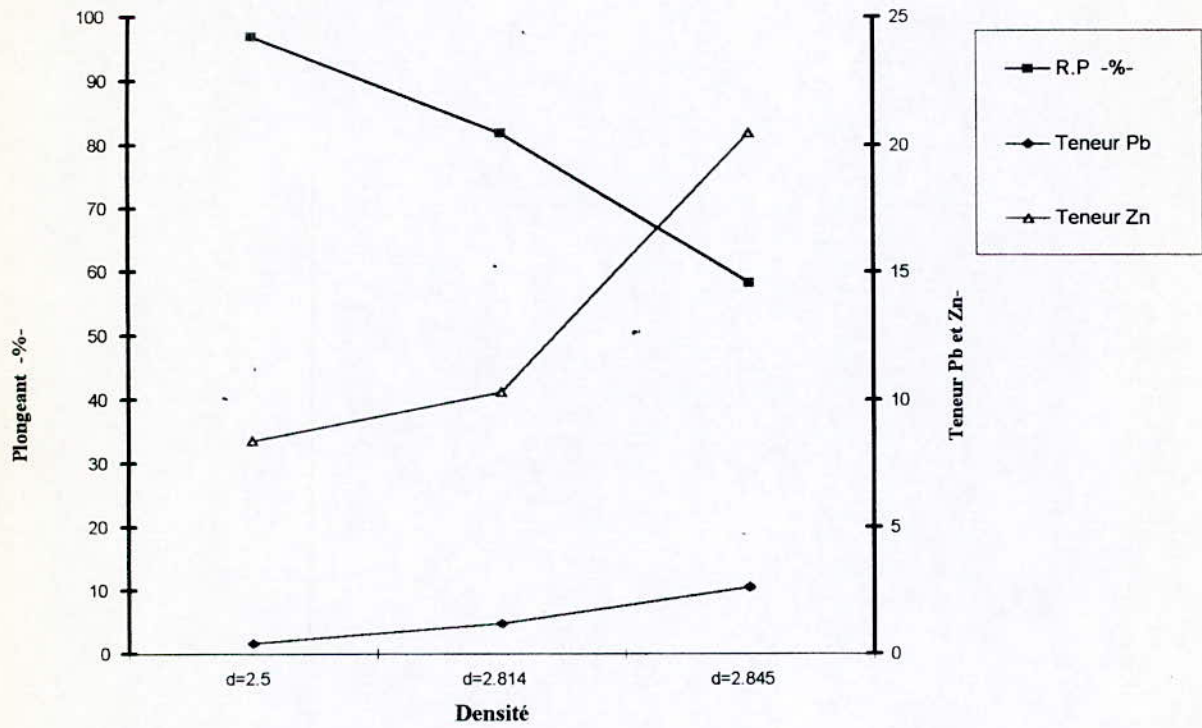
TABLEAU N°04 : Analyse Densimétrique de la classe granulométrique
[-10+5] mm.



SCHEMA N°04 : Courbe densimétrique et teneur-densité de la classe granulométrique [-10+5]mm.

Densité	Densité moyenne	Poids		Teneur -%		Récupération -%		Produits flottants -%				Produits plongeant -%					
		De la classe -%	Sur T.V -%	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn		
-2.50	2.50	3.01	0.78	3.5	4.6	1.13	0.78	3.01	3.5	4.6	1.3	0.78	-	-	-	-	
+2.50-2.814	2.657	15.02	3.88	4.65	12	7.5	10.08	18.03	5.1	13.8	19.26	28.07	96.98	1.7	8.4	9.32	5.43
+2.814-2.845	2.830	23.72	6.17	9	16.75	23.0	22.40	41.75	9.2	15.1	79.43	71.15	81.96	4.8	10.3	22.31	27.83
+2.845	2.845	58.24	15.04	11	20.5	68.37	66.74	-	-	-	-	-	58.24	10.5	20.5	68.37	66.74
Reconstitué	-	100%	25.87	2.42	4.62	100	100	-	-	-	100	100	-	-	-	100	100

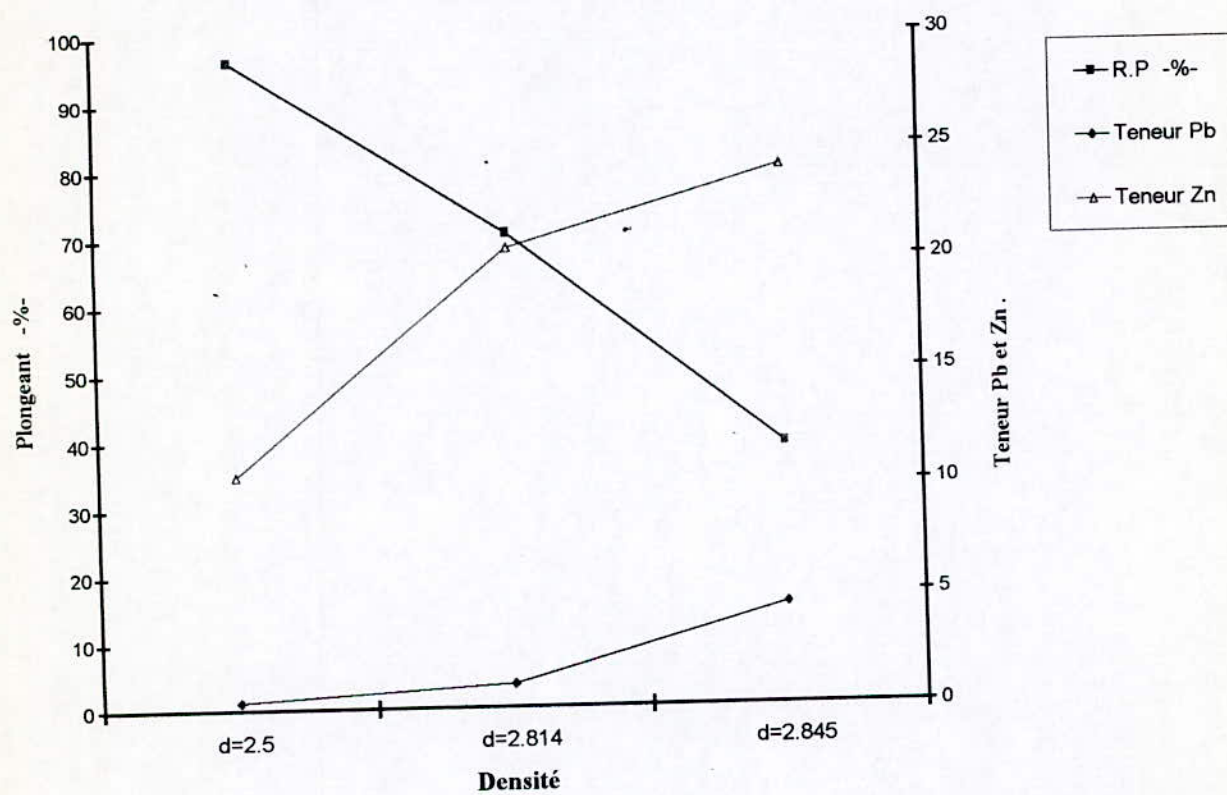
TABLEAU N°05 : Analyse Densimétrique de la classe granulométrique [-5+3.15]mm.



SCHEMA N°05 : *Courbe densimétrique et teneur-densité de la classe granulométrique [-5+3.15]mm.*

Densité	Poids		Teneur - % -		Récupération - % -		Produits flottants - % -				Produits plongeant - % -						
	De la classe - % -	Sur T.V - % -	Pb	Zn	Pb	Zn	Poids Cumulés	Teneur - % -		Récupération		Poids Cumulés	Teneur - % -		Récupération		
								Pb	Zn	Pb	Zn		Pb	Zn	Pb	Zn	
-2.50	3.64	0.94	0.98	2.6	0.45	0.50	3.64	0.45	0.5	0.45	0.5	-	-	-	-	-	-
+2.50-2.814	25.82	5.88	1.65	15.5	4.73	18.30	29.46	2.5	8.4	15.80	25.05	96.36	1.2	10.5	8.43	25.61	
+2.814-2.845	31.64	8.17	5.35	18.5	21.32	30.30	61.1	6.4	12	83.75	74.45	70.54	3.5	20.5	18.06	26.19	
+2.845	38.90	10.04	1.5	24	73.50	48.2	-	-	-	-	-	38.90	15	24	73.50	48.2	
Reconstitué	100	26.03	2.05	5	100	100	-	-	-	100	100	-	-	-	100	100	

TABLEAU N°06: Analyse Densimétrique de la classe granulométrique [-3.15+2.5] mm.



SCHEMA N°06 : *Courbe densimétrique et teneur-densité de la classe granulométrique [-3.15+2.5]mm.*

III.3.3. Interprétation des résultats :

Au vu des résultats et expressions graphiques obtenus, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes (référer : Tableaux 4, 5, 6; et figures 4, 5, 6).

- Plus en augmente la teneur métal au niveau de l'alimentation, plus la teneur métal dans les plongeants augmente.
- La densité de coupure (ou de partage) est proche de 2.83

III.3.4. Conclusion et recommandation :

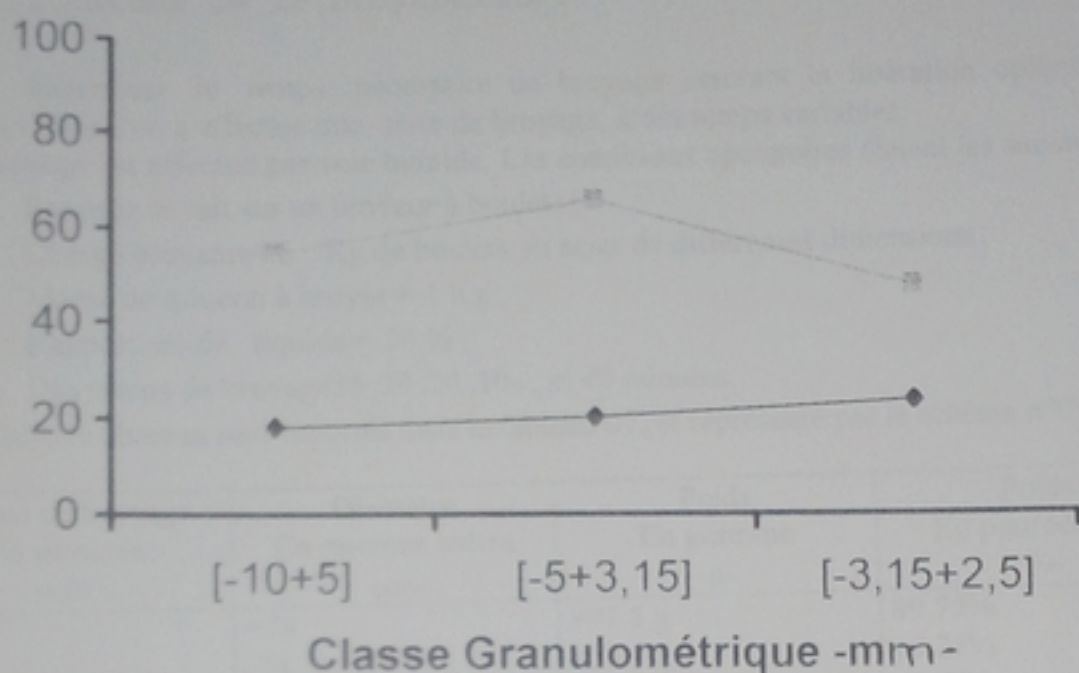
Il apparaît que le taux de concentration semble appréciable car l'enrichissement par milieu dense n'est intéressant, que dans la mesure où il permet une élimination partielle de la gangue, et par conséquent une diminution de la consommation des réactifs.

La préconcentration par milieu dense n'a été réalisée que partiellement vu la mauvaise qualité de certains réactifs.

Le bromoforme utilisé n'avait qu'une densité de 2.845, alors qu'avec un produit de qualité supérieur, la densité devait être proche de 2.9.

Il serait souhaitable de poursuivre ces tests de préconcentration avec une marge densimétrique supérieure, pour pouvoir conclure sur la fiabilité de ce procédé ou bien sur son inadaptabilité.

III.4 Concentration



◆ Teneur en Zn -%-
 ■ Récupération de Zn -%-

SCHEMA N° 09 Variation de la teneur et la récupération de zinc en fonction des classes granulométriques

III.4. Concentration

III.4.1. Etude de la broyabilité :

Pour déterminer le temps nécessaire de broyage assurant la libération optimale des minéraux utiles, on a effectué une série de broyage, à des temps variables.

Le broyage est effectué par voie humide. Les conditions opératoires étaient les suivantes :

- Broyage se fait sur un broyeur à boulets ;
- Charge broyante 4.5 : Kg de boulets en acier de différentes dimensions ;
- Masse de minerai à broyer = 1 Kg ;
- Rapport solide : liquide = 70 % ;
- Des temps de broyage 35, 30, 20, 10, et 40 minutes.

Les résultats obtenus sont reportés dans le tableau 07, et représenté par le schéma n°09.

Temps de broyage En minutes -min.-	Diamètre En microns mètre -µm-	Poids En gramme -g-	Poids En pourcentage -%-
10	+74	897.5 g	89.75%
	-74	102.5 g	10.25%
	Total	1000 g	100%
20	+74	665.0 g	66.5 %
	-74	335.0 g	33.5 %
	Total	1000 g	100 %
30	+74	487.5 g	48.75 %
	-74	512.5 g	51.25 %
	Total	1000 g	100 %
35	+74	273.4 g	27.34 %
	-74	726.6 g	72.66 %
	Total	1000 g	100 %
40	+74	175.8 g	17.58 %
	-74	824.2 g	82.42 %
	Total	1000 g	100 %

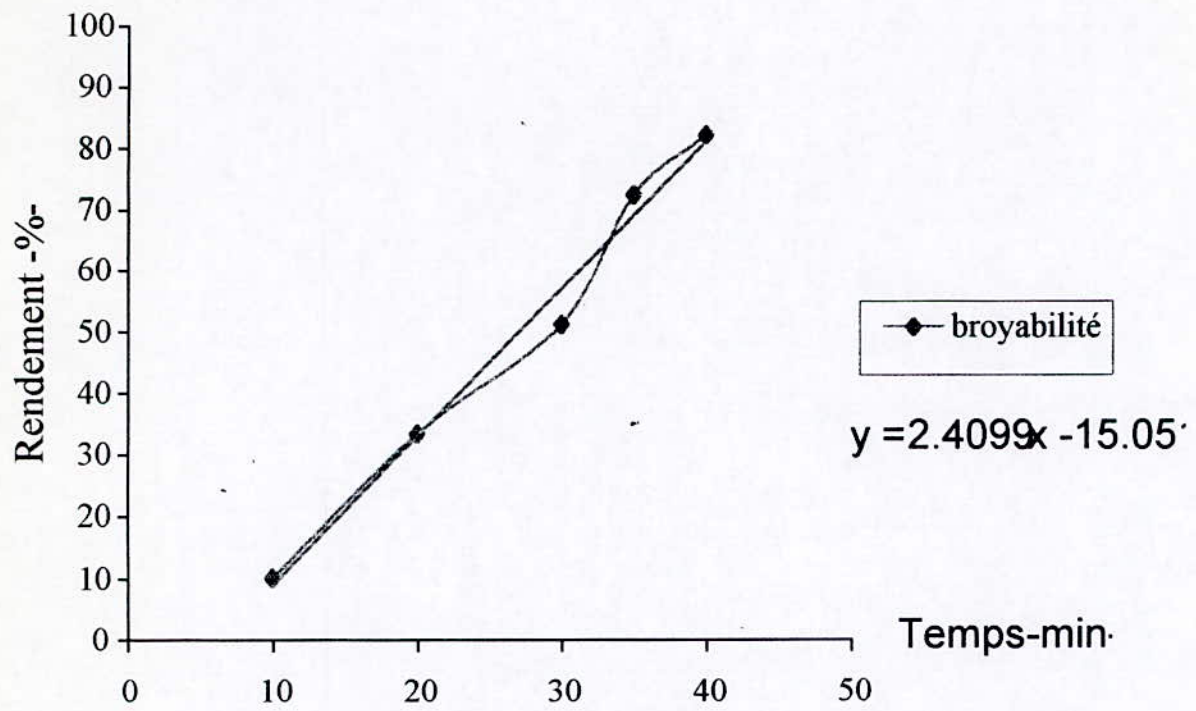
TABLEAU N°07 : Etude De la Broyabilité.

Interprétation des résultats :

Pour les faibles temps de broyage, les particules minérales ne sont pas tout à fait libérées, par ce qu'elles sont disséminées dans la gangue.

La meilleure flottation se réalise avec un échantillon broyé durant 40 minutes, ce temps sera alors choisi comme étant la durée optimale de broyage.

Au-delà de 40 minutes, le minerai passe dans les fines non flottables, ces dernières favorisent la formation excessive de schlamms dont l'effet est indésirable.



SCHEMA N°09 : Etude De la Broyabilité.

III.4.2. Essais de flottation :

Notre étude a porté sur l'optimisation de deux paramètres technologiques, dont le but recherché consiste à améliorer la récupération des minéraux utiles dans le concentré obtenu. Enumérons et décrivons les essais d'orientation réalisés :

- ESSAIS N°01 : Etude de l'influence de la quantité de collecteur dans les deux circuits de sulfurés et le circuit des oxydés,
- ESSAIS N°02 : Etude de l'influence du temps mis pour réaliser une opération de flottation, dans les deux circuits.

La flottation se pratique dans une cellule de type DENVER. Les conditions opératoires étaient les suivantes :

- La vitesse de rotation est de 500 tr/min ;
- Le rapport solide : liquide est 70 %, .
- Prise de l'échantillon 500 : g broyé à 80 % inférieur à 74 μm .

Conditions opératoires :

*Circuit ZnS :

1- FLOTTATION DE PLOMB SULFURE :

- Déschlammage à 10 μm
 - Ajout d'un mélange de ZnSO_4 (200 g/t)+KCN (30 g/t) pendant un temps de conditionnement de 5 minutes.
 - Ajout de Na_2CO_3 pour régler le pH entre 8 et 9,
 - Ajout d'éthylxanthate 100 : g/t,
150 g/t,
200 g/t.
- Temps de conditionnement de 2 minutes.
- Ajout d'une goutte d'huile de pin, le temps de conditionnement est d'une minute.

Le temps de flottation de plomb sulfuré est de 5 minutes.

2- FLOTTATION DE ZINC SULFURE :

- Ajout de CuSO_4 (200 g/t), pendant un temps de conditionnement d'une minute.
 - Ajout de la chaux pour fixer le pH à 10.5,
 - Ajout d'amylxanthate 100 : g/t,
150 g/t,
200 g/t.
- Temps de conditionnement de 2 minutes.
- Ajout d'une goutte d'huile de pin, temps de conditionnement est d'une minute.

Le temps de flottation de zinc sulfuré est de 5 minutes.

- Ajout de CuSO_4 (300g/t), le temps de conditionnement est de 5 minutes,
- Ajout de dodécylamine : 100g/t
150g/t
200g/t,

Temps de conditionnement est de 5 minutes,

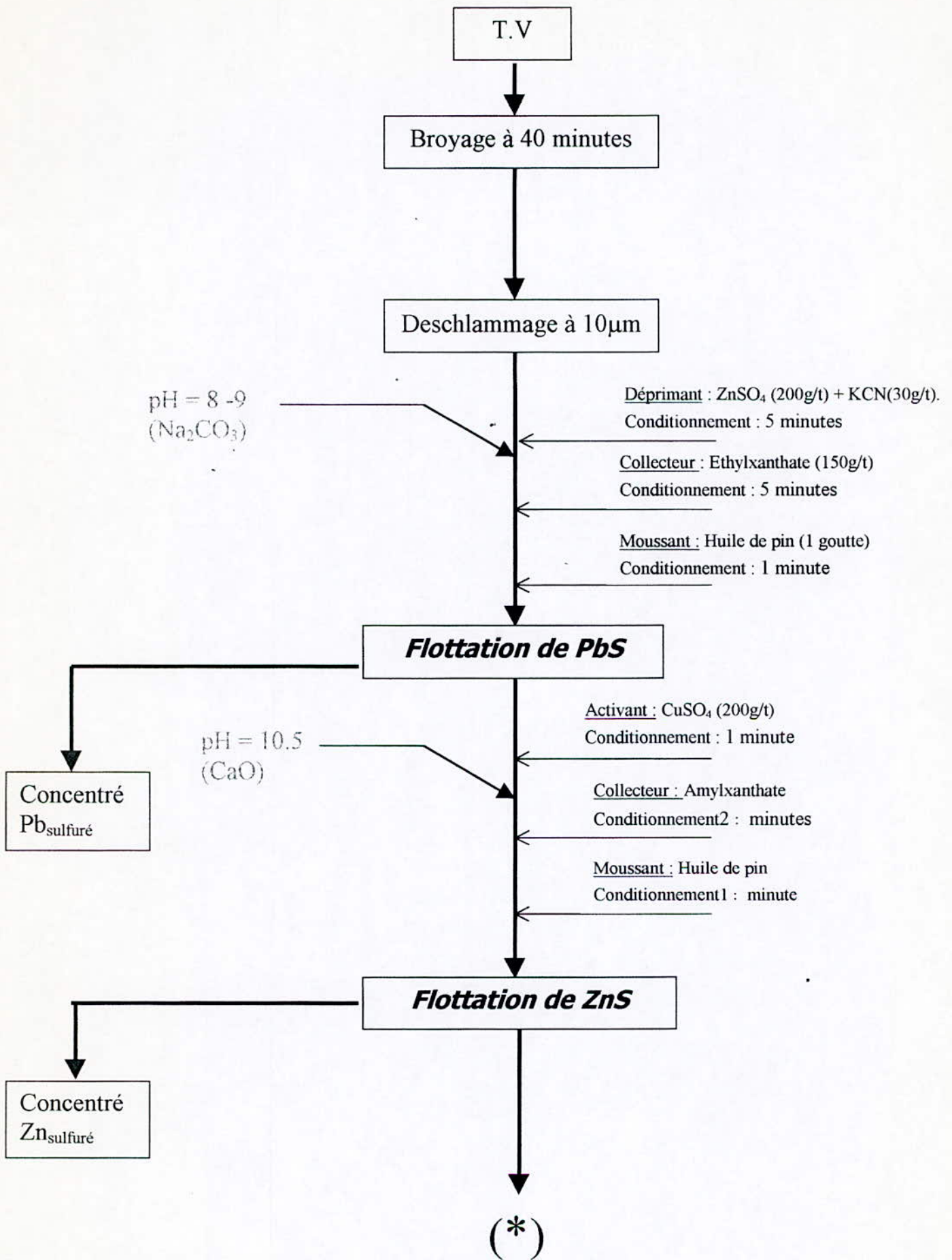
- Ajout d'une goutte d'huile de pin, temps de conditionnement est d'une minute.

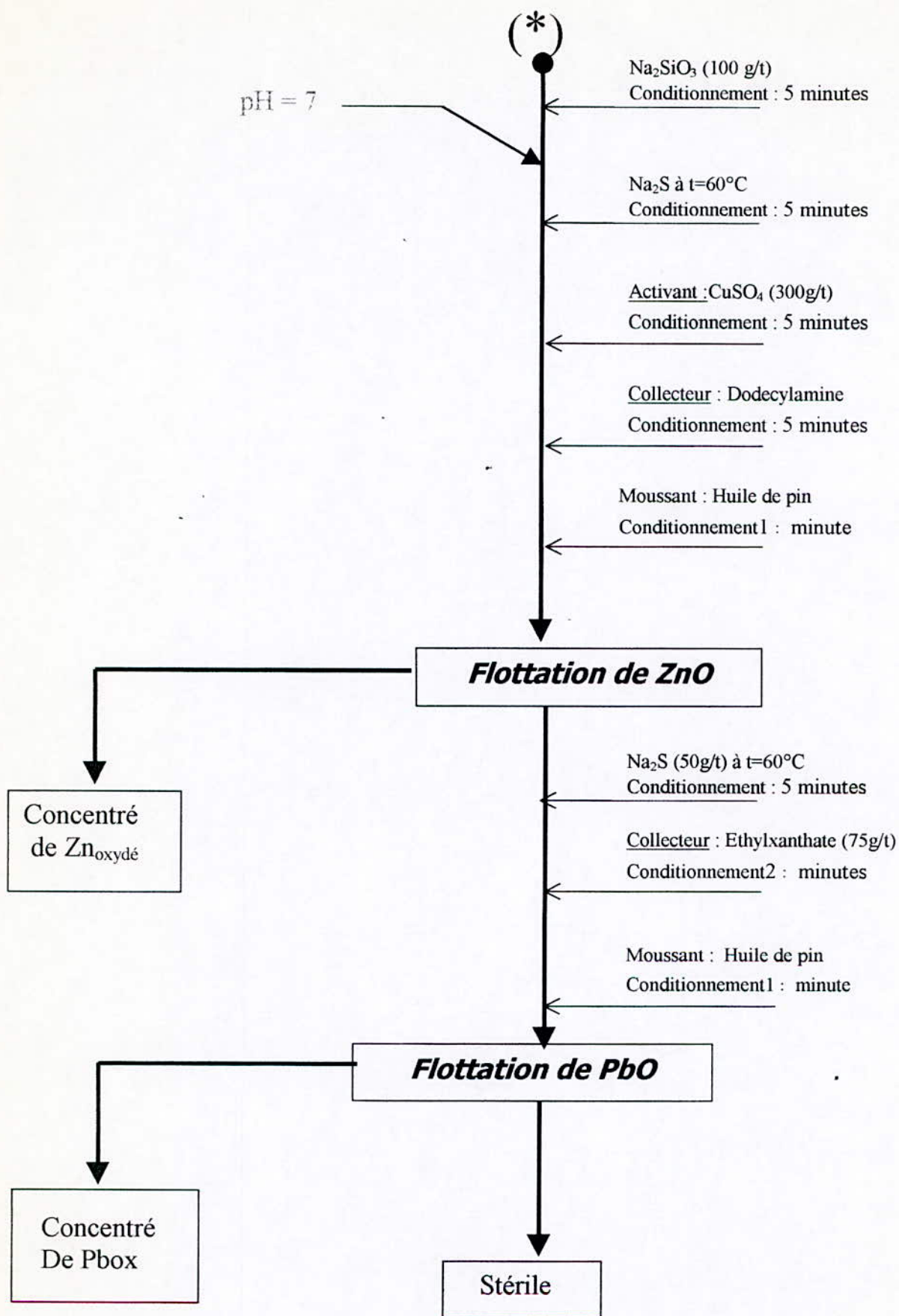
Le temps de raclage de zinc oxydé est de 5 minutes.

2- FLOTTATION DE PLOMB OXYDE :

- Réglage de pH à 7, en utilisant l'acide sulfurique H_2SO_4 ,
- Chauffage de la pulpe jusqu'à une température de 60°C ,
- Ajout de Na_2S (50g/t), le temps de conditionnement est de 5 minutes,
- Réglage de pH à 10.5, en utilisant la chaux,
- Ajout d'éthylxanthate (75 g/t), le temps de conditionnement est de 5 minutes,
- Ajout d'une goutte d'huile de pin, temps de conditionnement est d'une minute.

Le temps de raclage de plomb oxydé est de 5 minutes.





SCHEMA N°10 : Schéma de flottation des minéraux de zinc et de plomb.

ESSAIS N°01 : *Etude de l'influence de la quantité de collecteur :*

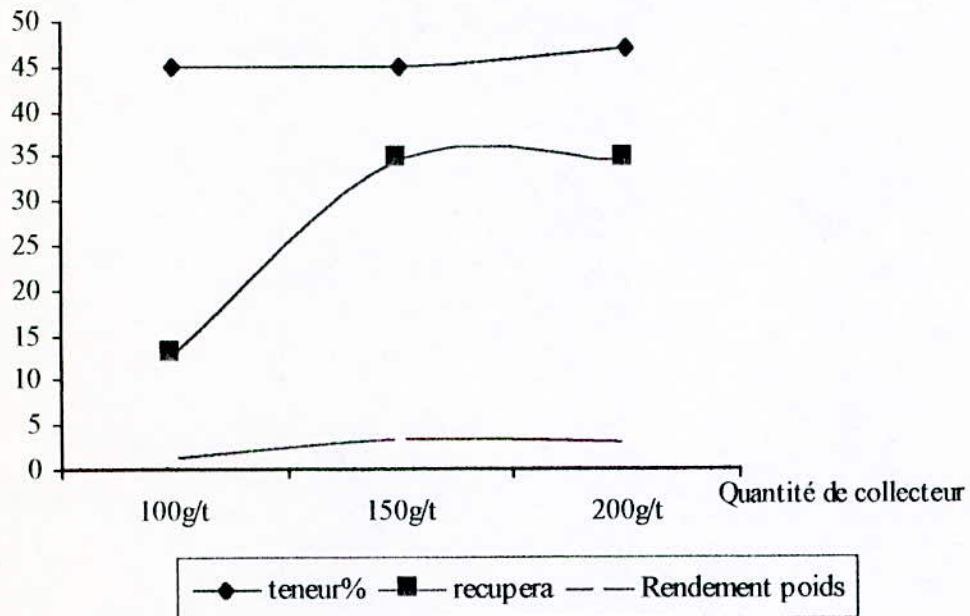
Résultats de l'essai N°01 :

Essais N°02	Produits	Poids -g-	Rendement pondéral -%-	Teneur chimique - %-		Récupération -%-	
				Pb	Zn	Pb	Zn
1 (100 g/t)	Conc PbS	21.1	4.22	11.7	3.72	20.58	3.73
	Conc ZnS	5.95	1.19	1.9	45	0.94	12.75
	Conc Znox	4.05	0.81	1.5	37.5	0.50	7.32
	Conc Pbox	17.4	3.48	6.75	6.5	9.8	5.38
	Stérile	451.5	90.3	1.8	3.3	68.18	70.82
	Alimentation	500	100	2.4	4.2	100	100
2 (150 g/t)	Conc PbS	9.6	1.92	47.5	8.25	38	3.77
	Conc ZnS	16.1	3.22	10.25	45.0	13.75	34.5
	Conc Znox	6.6	1.32	6	23.0	3.3	7.22
	Conc Pbox	6.2	1.24	14	7.0	7.23	2.06
	Stérile	461.5	92.30	0.98	2.38	37.72	52.45
	Alimentation	500	100	2.4	4.2	100	100
3 (200 g/t)	Conc PbS	8	1.6	49.0	7.2	32.66	2.75
	Conc ZnS	15.3	3.35	8.00	43.0	10.23	34.45
	Conc Znox	18.5	4.05	6.05	21.0	9.32	20.27
	Conc Pbox	6.6	1.31	14.7	6.0	8.02	1.88
	Stérile	451.6	89.7	1.9	2.12	39.77	40.65
	Alimentation	500	100	2.4	4.2	100	100

TABLEAU N°08 : *Influence De La Quantité De Collecteur Sur La Flottation De Plomb-Zinc Oxydé.*
Données de base : t=5 minutes.

Collecteur (g/t)	100	150	200
Teneur	45	45	47
Récupération	12.75	34.5	34.45
Rendement poids	1.19	3.22	3.35

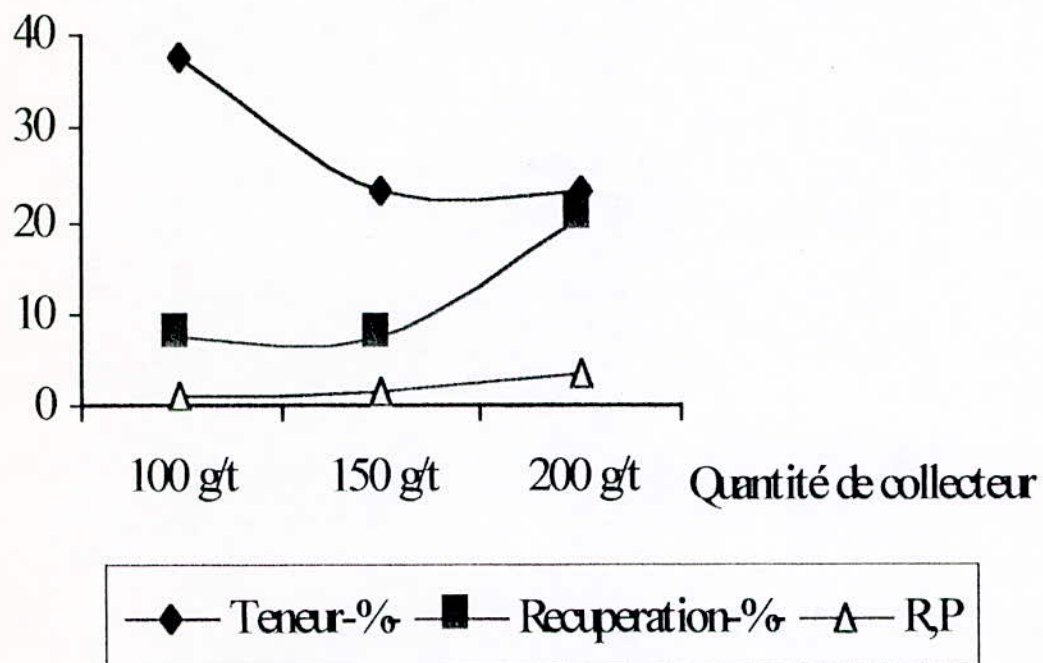
TABLEAU N° 09 : Teneur et récupération du zinc dans concentré de zinc sulfuré.



SCHEMA N°11 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnS en fonction de collecteur.

Collecteur (g/t)	100	150	200
Teneur	37.5	23.0	23.0
Récupération	7.32	7.22	20.27
Rendement poids	0.81	1.32	4.05

TABLEAU N°10 : Teneur et récupération du zinc dans concentré de zinc oxydé.



SCHEMA N°12 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnO en fonction de collecteur.

Interprétation :

En augmentant la quantité de collecteur, au départ, la teneur et la récupération augmentent, ensuite on observe une diminution de la teneur et de la récupération à la fois. Cette augmentation est dûe aussi d'autre part à l'augmentation de rendement poids. Donc, la teneur est proportionnelle à la récupération.

La teneur de zinc est faible dans le concentré de plomb sulfuré et même dans le concentré de zinc sulfuré.

Les stériles sont pauvres en plomb et en zinc du point de vue teneur, cependant ils sont riches au point de vue de la récupération, à cause du rendement poids qui est très élevé.

Conclusion :

La quantité de collecteur est optimisé à 150 g/t, d'une part du fait de la grande récupération en zinc et en plomb, et d'autre part du fait de la faible teneur du stérile en minéraux utiles (la teneur en plomb est de 1.2, et celle de zinc est de 2.8).

ESSAIS N°02 : Etude de l'influence de temps de raclage :

L'objectif recherché dans cette étude consiste optimiser le temps de raclage, afin de permettre d'obtenir des teneurs et récupérations maximales en zinc.

Le schéma de flottation est le même que celui de la première étude.

Résultats de l'essai N°02 :

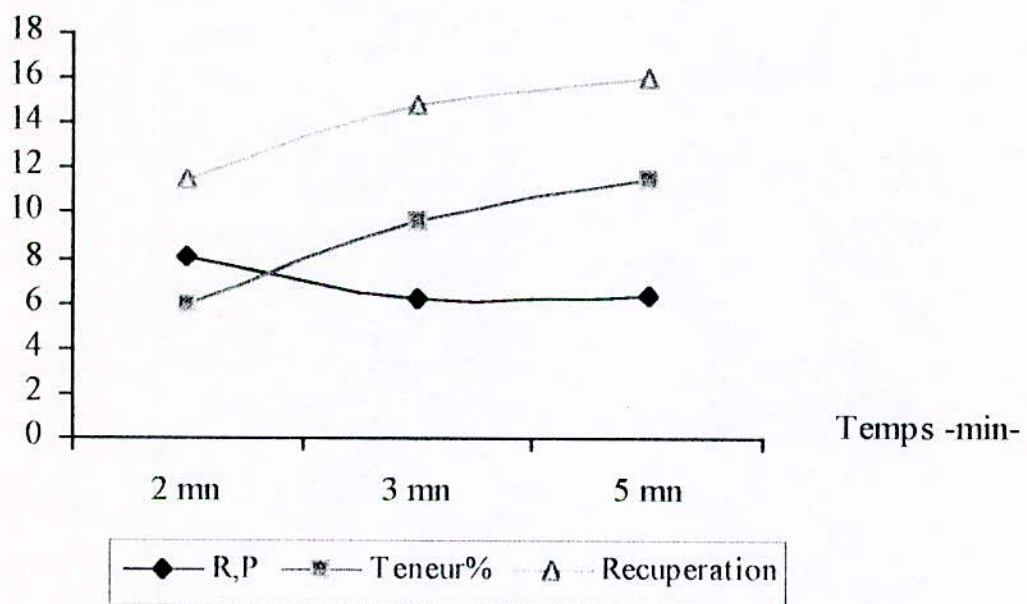
Essais N°01	Produits	Poids g-	Rendement pondéral -%-	Teneur chimique -%-		Récupération -%-	
				Pb	Zn	Pb	Zn
1 (2 minutes)	Conc PbS	27.42	5.48	4.8	6.7	7.58	8.75
	Conc ZnS	40.05	8.01	2.95	6	9.84	11.45
	Conc Znox	19.95	3.99	7.45	21.50	12.38	20.47
	Conc Pbox	10.05	2.01	16.5	11.5	13.81	5.52
	Stérile	375.1	75.03	1.64	3.0	56.39	53.80
	Alimentation	500	100	2.4	4.2	100	100
2 (3 minutes)	Conc PbS	11.5	2.30	5.4	7	4.98	3.84
	Conc ZnS	31.15	6.23	3	10	8.01	14.83
	Conc Znox	21.5	3.71	7.65	16.4	13.73	16.85
	Conc Pbox	14.3	2.87	14.2	8.7	16.98	5.95
	Stérile	424.45	84.89	1.60	2.9	56.30	58.53
	Alimentation	500	100	2.4	4.2	100	100
3 (5 minutes)	Conc PbS	24.6	4.92	6	7.7	12.3	9.02
	Conc ZnS	32.05	6.41	3.5	11	9.08	16.78
	Conc Znox	18.5	4.31	9.75	26	15.00	26.7
	Conc Pbox	14.6	2.92	18.5	15.96	22.50	11.1
	Stérile	407.2	81.44	1.97	1.9	41.12	36.4
	Alimentation	500	100	2.4	4.2	100	100

TABLEAU N°11 : Influence De Temps De Raclage Sur La Flottation Du Plomb-Zinc Oxydé.

Données de base : Quantité de collecteur =150g/t

Temps de raclage	2 minutes	3 minutes	5 minutes
Teneur	6	10	11
Récupération	11.45	14.83	16.78
Rendement poids	8.01	6.23	6.41

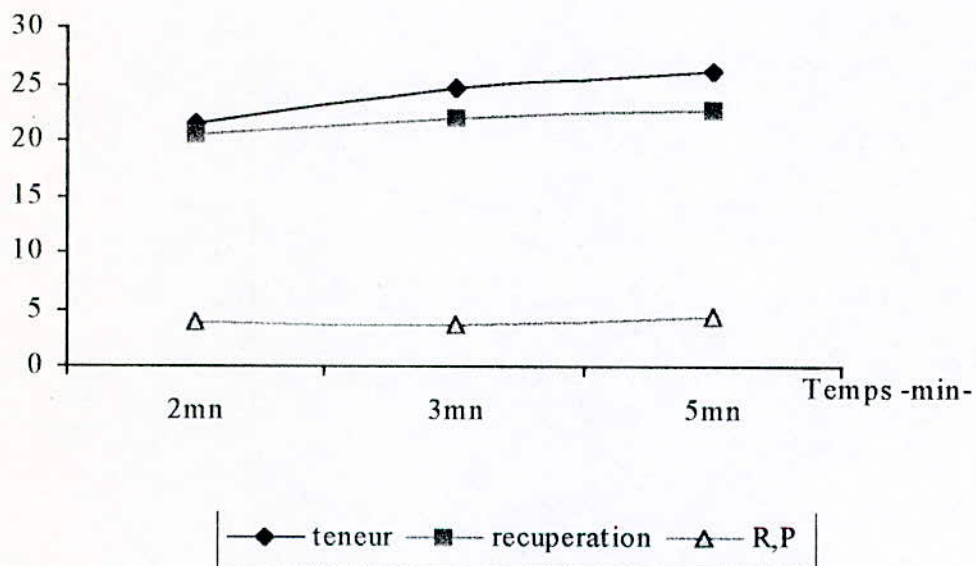
, TABLEAU N°12: Teneur et récupération du zinc dans le concentré de zinc sulfuré.



SCHEMA N°13 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnS en fonction du temps de raclage.

Temps de raclage	2 minutes	3 minutes	5 minutes
Teneur	21.5	13.73	26
Récupération	20.47	16.85	26.7
Rendement poids	3.99	3.71	4.31

TABLEAU N°13 : Teneur et récupération du zinc dans le concentré de zinc oxydé.



SCHEMA N°14 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnO en fonction du temps de raclage .

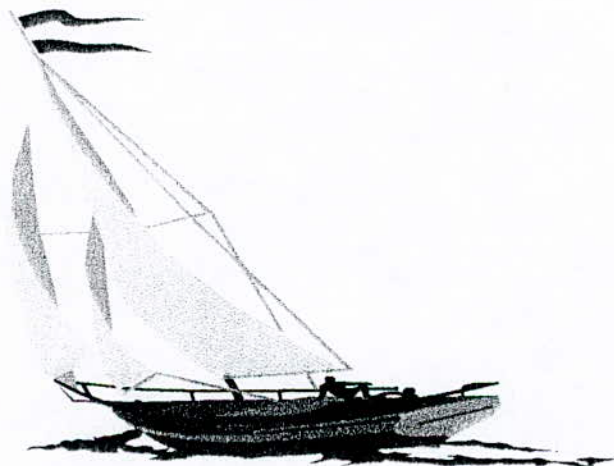
Interprétation des résultats :

On remarque que la récupération du plomb et du zinc augmente proportionnellement avec le temps, et reste fixe à partir d'un temps de cinq minutes, cela s'explique que la meilleure récupération de ces minerais polymétallique soit atteinte pour ce temps.

Conclusion :

D'après les résultats obtenus, on a constaté un temps de raclage de cinq minutes pour les deux circuits.

Conclusion Générale



Conclusion Générale et Recommandations

Afin d'alimenter l'usine de concentration de Kharzet-Youcef, l'E.N.O.F avec l'O.R.G.M ont entrepris de chercher de nouveaux gisements en minerai polymétallique de plomb-zinc au niveau de la région du Hodna. Un lot d'échantillons concassés de minerai de plomb-zinc oxydé nous a été confié, afin de procéder à des tests d'orientation au niveau du laboratoire de valorisation de l'E.N.P. Ce type d'échantillon est difficile à traiter par la méthode usuelle de flottation avec l'emploi de réactifs classiques. Sachant que les résultats, obtenus en général par le biais de ce procédé, sont faibles au niveau des concentrés obtenus, nous avons pris la décision de procéder à une série de tests minéralogiques, que ce soit au niveau de la préparation mécanique, de la séparation gravimétrique et finalement de la flottation. D'une manière générale les essais n'ont pas été concluants et confirment donc les doutes portés sur ces procédés à l'encontre des minerais polymétalliques oxydés.

Les résultats obtenus et décrits ci-après nous permettent de justifier cette orientation. Ainsi :

- **Analyse Granulochimique :**

D'après les résultats obtenus dans le tableau N° 03, et, représenté sur le schéma N°03, nous constatons que le plomb et le zinc sont uniformément répartis dans les classes granulométriques, à l'exception de la tranche [-10+5]mm, où on observe une valeur maximale de la récupération (24.50% en plomb, et 34.75% en zinc). Ceci démontre que les minéraux utiles sont finement disséminés dans la gangue, nécessitant un broyage fin pour une meilleure libération des espèces minérales.

- **Préconcentration par gravité :**

Une analyse densimétrique de quelques tranches granulométriques de minerai de plomb-zinc oxydé et partiellement sulfuré n'a pu être finalisée, faute de réactifs pur (Bromoforme, $d=2.9$). L'analyse maximale densimétrique était de 2.845. Il est donc nécessaire de compléter cette étude (recommandation), afin d'obtenir une courbe de partage (GAUSS) idéale.

- **Concentration (Flottation) :**

L'utilisation de la flottation sélective du minerai polymétallique de plomb-zinc a permis d'optimiser les principaux paramètres suivants :

- La quantité de collecteur (éthylxanthates pour le plomb, et l'amylxanthates pour le zinc) choisie est 150g/t.
- Le temps de raclage est de 5 minutes pour les deux circuits (circuit de ZnS, et circuit de ZnO).

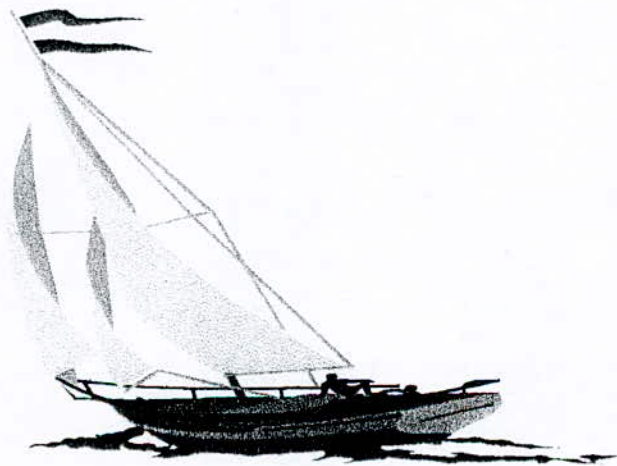
Pour la flottation du zinc sulfuré, la récupération est moyenne, par contre pour les minéraux oxydés de zinc, leur récupération est très faible. Ce qui explique que nous n'avons pas entamé d'essais sur le pH de la pulpe et sur le choix du déprimant.

Nous pouvons constater, que ce minerai possède une quantité relativement importante de schlamms. Ces derniers peuvent augmenter considérablement la stabilité des écumes à l'échelle industrielle.

Malgré, le desclammage à 10 μ m, nous avons obtenu des résultats peu satisfaisants, ce qui explique la difficulté de flotter des minerais polymétalliques oxydés.

En conséquence, ces tests d'orientation et de contrôle permettent d'émettre un avis négatif sur le choix d'utiliser une séparation gravimétrique par liqueur dense, et une flottation du minerai polymétallique d'un des gisements du Hodna.

Annexe



Caractérisation physique et physico-mécanique :

1- Calcul de 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 300g), 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 :

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

$$= \frac{100}{46.6} = 2.14 \text{ g / cm}^3$$

D' où :

2.14 g/cm^3

2- Calcul de 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.

Principe:

- Chasser tout le liquide, et peser le matériau à sec,
- Remplir ces vides avec de l'eau,
- Une nouvelle pesée donnera le résultat recherché.

1- Préparation de l'échantillon :

- Quantité prélevée (environs 1Kg),
- Pas de grains trop petits (au moins 10 g),

2- Séchons l'échantillon :

- Porter lentement à 103°C,
- L'y maintenir (thermostat) jusqu'à masse constante.

3- Peser l'échantillon sec :

- Soit M_0 .

4- Remplir les pores d'eau :

- Placer l'échantillon dans l'eau froide et porter à ébullition,
- Maintenir l'ébullition pendant 2 heures, pour chasser l'air des pores,
- Laisser refroidir dans l'eau, pour que l'eau rentre dans les pores.

5- Peser à nouveau :

- Auparavant, retirer de l'eau et essuyer chaque grain (chiffon),
- Nouvelle masse M_1 .

6- En déduire la porosité :

$$P(\%) = \frac{\text{Volume des vides}}{\text{Volume de la matière}} \times 100$$

Ou :

$$P(\%) = \frac{M_1 - M_0}{V} = \frac{(M_1 - M_0) \times \rho}{M_0} = \frac{(1006.8 - 999.2) \times 2.14}{999.2} \times 100 = 1.62\%$$

P (%)=1.62

3- Calcul du 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_1 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_0 , on calcule le taux d'humidité.

$$M_1 = 1006.8 \text{ g}$$

$$M_0 = 999.2 \text{ g}$$

T (%) = 0.75%

4- Calcul de la surface spécifique :

Elle a été déterminée au niveau du laboratoire du Génie-Civil. A cet effet, nous avons utilisé l'appareil de *Blaine* qui se compose essentiellement d'une cellule en métal inoxydable, ainsi qu'un manomètre en verre en forme de U, l'appareil est étalonné avec une poudre étalon de surface spécifique et de masse volumique connue.

La masse spécifique est la surface spécifique exprimée en centimètres par gramme de monture.

Ce que nous mesurons, c'est le temps que met l'air à travers la cartouche de poudre tassée, pour que le niveau d'un liquide non volatil de faible densité, préalablement en dépression jusqu'à un repère supérieur du tube manométrique redescende jusqu'au niveau d'un repère inférieur de ce tube.

La surface spécifique se calcule par la formule suivante :

$$S_s = \frac{0.354 \times K \times \sqrt{t}}{0.5 \times \rho \times \sqrt{\eta}}$$

Avec :

$$K = 11.8011$$

$$\eta = 1798 \cdot 10^{-7}$$

$$\rho = 2.14 \text{ g / cm}^3$$

$$t = 5^{\text{min}} 54^{\text{s}} = 354^{\text{s}}$$

Donc :

$$S_s = \frac{0.354 \times 11.8011 \times \sqrt{354}}{0.5 \times 2.14 \times \sqrt{(1798 \times 10^{-7})}} = \frac{78.60}{0.014} = 5478 \text{ cm}^2/\text{g}$$

5- Mesure de 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 :

<i>Minéral</i>	<i>Formule Chimique</i>
1- Talc	Si ₄ O ₁₀ (OH) ₂
2- Gypse	CaCO ₄ H ₂ O
3- Calcite	CaCO ₃
4- Fluorine	CaF
5- Apatite	Ca ₂ (PO ₄)F
6- Orthose	K(AlSi ₃ O ₂)
7- Quartz	SiO ₂
8- Topaze	Al ₂ (SiO ₄)(F ₈ OH ₂)
9- Corindon	Al ₂ O ₃
10- Diamant	C

Pour notre échantillon, il raye le Talc, le Gypse, et la Calcite, et il est rayé par la Fluorine. Donc la dureté de notre échantillon est entre 3 et 4.

$$D = [3 \div 4]_{\text{MOHS}}$$

Mode Opérateur :

- Peser un gramme de minerai déjà sèche à 105°C dans un bêcher de 250 ml.
- Ajouter 100ml acide acétique 1 :4.
- Bouillir sous verre de montre pendant une heure à feu doux.
- Filtrer sur filtre rapide dans une fiole de 250 ml.
- Refiltrer en cas de trouble.
- Rincer avec H₂O chaude.
- Jeter le filtre avec son résidu.
- Ajouter 10 ml HNO₃ [c] + 20 cc HCl dans le filtrat.
- Evaporer à sec.
- Ajouter 10 ml HCl dans une fiole de 250 ml puis jauger.
- Faire passer aux analyses par spectrophotométrie d'absorption atomique.

LISTE DES SCHEMAS ET TABLEAUX

Chapitre I: Introduction Générale.

- TABLEAU N°01 : Les impuretés associées à quelques types de minerais.
- TABLEAU N°02 : pénalités apportées à des concentrés issus des opérations minéralurgiques.
- TABLEAU N°03 : Procédés de concentration.

Chapitre II: Partie Théorique

Chapitre II.1: Généralités

- TABLEAU N°04 : Production et consommation de concentré de plomb mondial en 1995.
- TABLEAU N°05 : Utilisations de plomb (le monde occidental), en 1994.
- TABLEAU N°06 : Production et consommation de concentré de zinc mondial, en 1995.
- TABLEAU N°07 : Utilisations de zinc (le monde occidental), en 1994.
- TABLEAU N°08 : La production nationale de concentré de zinc et de plomb (tonnes/an).
- TABLEAU N°09 : Evolution des cours des concentrés de zinc et de plomb en Algérie, E.N.O.F 198-1996.

Chapitre II.2: Stade de fragmentation

- SCHEMA N°01 : Appareillage de fragmentation.

Chapitre II.3: Séparation gravimétrique

- SCHEMA N°02 : Principe de la séparation par milieu dense.
- TABLEAU N°10 : Caractéristiques des liqueurs denses.

Chapitre II.4: Flottation

- SCHEMA N°03 : Angle de contact pour un système solide-liquide-gaz selon Young- Dupré.
- SCHEMA N°04 : Schéma d'une cellule de flottation.

Partie Expérimentale :

Chapitre III.1 : Caractérisation De Minerai Du Hodna

- SCHEMA N°01 : Plan d'étude globale des essais de valorisation du minerai polymétallique de Pb-Zn oxydé «Hodna ».
- TABLEAU N°01 : Analyse Chimique De Tout Venant.
- TABLEAU N°02 : Analyse Granulométrique.
- SCHEMA N°02 : Analyse Granulométrique.
- TABLEAU N°03 : Analyse Granulochimique.
- SCHEMA N°03 : Analyse Granulochimique.

Chapitre III.2 : préconcentration par gravite.

- SCHEMA N°04 : Schéma de préparation mécanique du minerai concassé à -10 mm pour les essais de préconcentration par liqueur dense.
- SCHEMA N°05 : Cheminement de séparation par liqueur dense.
- TABLEAU N°04 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique $[-10,+5]$ mm.
- SCHEMA N°06 : Courbes densimétriques et teneur-densité de la classe granulométrique $[-10,+5]$ mm.
- TABLEAU N°05 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique $[-5,+3.15]$ mm.
- SCHEMA N°07 : Courbes densimétriques et teneur-densité de la classe granulométrique $[-5,+3.15]$ mm.

- TABLEAU N°06 : Analyse densimétrique de la classe granulométrique [-3.15,+2.5] mm.
- SCHEMA N°08 : Courbes densimétriques et teneur-densité de la classe granulométrique [-3.15,+2.5] mm.
- SCHEMA N°09 : Courbe densimétrique et teneur-densité, récupération-densité du minerai brut reconstitué.

Chapitre III.3 : Concentration.

- TABLEAU N°07 : Etude De la Broyabilité.
- SCHEMA N°09 : Etude De la Broyabilité.
- SCHEMA N°10 : Schéma de flottation des minéraux de zinc et de plomb
- TABLEAU N°08 : Influence de la quantité de collecteur sur la flottation de plomb-zinc oxydé.
- TABLEAU N°09 : Teneur et récupération du zinc dans concentré de zinc sulfuré.
- SCHEMA N°11 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnS en fonction de collecteur.
- TABLEAU N°10 : Teneur et récupération du zinc dans concentré de zinc oxydé.
- SCHEMA N°12 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnO en fonction de collecteur.
- TABLEAU N°11 : Influence De Temps Sur La Flottation De Plomb-Zinc Oxydé.
- TABLEAU N°12 : Teneur et récupération du zinc dans concentré de zinc sulfuré.

- SCHEMA N°13 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnS en fonction de temps de flottation.
- TABLEAU N°13 : Teneur et récupération du zinc dans concentré de zinc oxydé
- SCHEMA N°14 : Teneur, récupération et rendement poids du zinc dans le concentré ZnO en fonction de temps de flottation.

Bibliographie :

- [1] P. BLAZY : La valorisation des minerais "Manuel de Minéralogie"
Presses Universitaires de France, PARIS 1970.
- [2] CD-ROM : Encyclopédie Encarta 1998.
- [3] T. MOKHTARI : Etude d'enrichissement par flottation d'un minerai polymétallique de plomb et de zinc, "Gisement de Boukhdema (W. Sétif)",
E.N.P juin 1996.
- [4] M.Y. DJEGHLOUD : Etude d'orientation sur la préparation mécanique du calcaire de Rais-Hamidou,
E.N.P Septembre 1998.
- [5] M. ZIBOUCHE et H. KERDJOU DJ : Enrichissement gravimétrique du minerai de plomb-zinc oxydé de Deglen (Algérie).
Avril-Mai 1991
- [6] M.GHEZALI : Etude d'enrichissement par flottation d'un minerai polymétallique de plomb et de zinc, "Gisement de Guergour"
E.N.P juin 1995.
- [7] S.AMAROUCHE : Flottation de minerais sulfure, "cas d'un échantillon de Oued-Amizour"
E.N.P Juin 1994.
- [8] M. ZIBOUCHE : Enrichissement par flottation du minerai de plomb-zinc oxydé de Deglen (Algérie).
Avril-Mai 1991.
- [9] A. DEY : Etude de séparation gravimétrique d'un minerai polymétallique de plomb-zinc, "application au gisement d'Oued Amizour (W. BEJAIA)".
E.N.P juin 1995.

- [10] O.R.G.M : Rapport final sur l'étude géologique complémentaire de la région de Bougâa (1996).
- [11] L. OUBRAHIM : Procédé de flottation et son évolution technologique, valorisation du minerai barytique, DOUIDA-SAFIA, «Berrouagia» (thèse de magister), E.N.P 1993.
- [12] G. ALTHABE : Métallurgie de plomb, technique de l'ingénieur, 1993.

